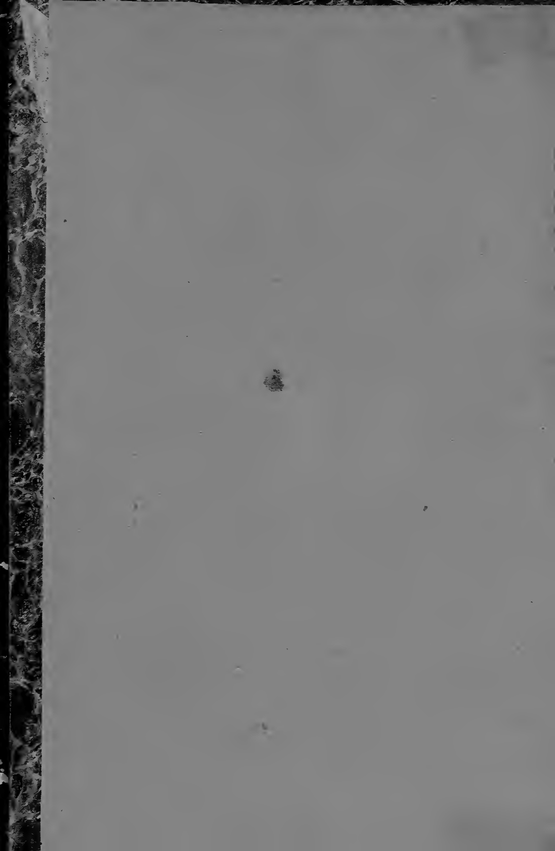






TRAITÉ

DE

CHIMIE APPLIQUÉE AUX ARTS.

—

PARTIE INORGANIQUE.



TRAITÉ

DE

CHIMIE

APPLIQUÉE AUX ARTS

PAR

M. DUMAS

MEMBRE DE L'INSTITUT ROYAL (ACADÉMIE DES SCIENCES) ET DE L'ACADÉMIE ROYALE DE MÉDECINE ;
DOYEN DE LA FACULTÉ DES SCIENCES, PROFESSEUR A LA FACULTÉ DE MÉDECINE
ET A L'ÉCOLE CENTRALE DES ARTS ET MANUFACTURES,

Membre de la Société royale de Londres, et de l'Académie des sciences de Stockholm,
Correspondant des Académies de Berlin, de Turin, de St-Pétersbourg,
etc., etc.

T. IV.

PARTIE INORGANIQUE.

LIÉGE

FÉLIX OUDART, IMPRIMEUR-ÉDITEUR.

1848

TRAITÉ

DE

CHIMIE

APPLIQUÉE AUX ARTS

PAR

M. DUMAS

MEMBRE DE L'INSTITUT ROYAL (ACADÉMIE DES SCIENCES) ET DE L'ACADÉMIE ROYALE DE MÉDECINE ;
DOYEN DE LA FACULTÉ DES SCIENCES, PROFESSEUR A LA FACULTÉ DE MÉDECINE
ET A L'ÉCOLE CENTRALE DES ARTS ET MANUFACTURES,

Membre de la Société royale de Londres, et de l'Académie des sciences de Stockholm,
Correspondant des Académies de Berlin, de Turin, de St-Pétersbourg,
etc., etc.

T. IV.

PARTIE INORGANIQUE.

LIÉGE

FÉLIX OUDART, IMPRIMEUR-ÉDITEUR.

1848

TABLE

DES

MATIÈRES CONTENUES DANS LE 4me VOLUME.

LIVRE VII.

CHAPITRE PREMIER.

CHAPITRE II.

CHAPITRE III.

CHAPITRE IV.

CHAPITRE V.

CHAPITRE VI.

CHAPITRE VII.

CHAPITRE VIII.

CHAPITRE IX.

CHAPITRE X.

CHAPITRE XI.

CHAPITRE XI *bis*.

CHAPITRE XII.

CHAPITRE XIII.

CHAPITRE XIV.

CHAPITRE XV.

CHAPITRE XVI.

CHAPITRE XVII.

CHAPITRE XVIII.

CHAPITRE XIX.

CHAPITRE XX.

FIN DE LA TABLE DU QUATRIÈME VOLUME.

TRAITÉ

DE

CHIMIE

APPLIQUÉE AUX ARTS.

LIVRE VII.

—

2394. Après avoir fait connaître les propriétés les plus essentielles des métaux et de leurs combinaisons, nous allons exposer les méthodes d'exploitation, en usage, pour le traitement des minerais, qui fournissent tous les métaux employés dans les arts ; c'est donc à la *métallurgie*, proprement dite, que ce livre est consacré.

Nous donnerons, d'abord, une idée générale des méthodes et des appareils employés dans les travaux métallurgiques. Nous avons déjà fait connaître les procédés de l'essai des minerais. Ces notions générales étant posées, nous décrirons successivement les méthodes d'extraction qui conviennent à chaque métal en particulier.

Tous les produits métalliques, qui se préparent sur une grande échelle, nous ont paru mieux placés dans ce livre que dans le précédent. Ainsi, à l'occasion du fer, nous décrirons la fabrication du fer-blanc; c'est dans ce livre, qu'on trouvera la fabrication du bronze, du laiton, et en général des alliages qui se fabriquent en grand. Cette marche présente le double avantage de réunir des procédés, souvent pratiqués simultanément dans les mêmes usines, et se ressemblant beaucoup entre eux, par les méthodes sur lesquelles ils reposent.

2395. Afin d'éviter les citations, et pour rendre néanmoins les recherches faciles, on a réuni ici, les titres des ouvrages généraux de métallurgie, que le lecteur pourra consulter au besoin.

De *re metallica ;* par Agricola.

Traité *de la fonte des mines ;* par Gensanne.

De la fonte *des mines ;* par Schlutter.

Voyages *métallurgiques ;* par Jars.

De *la richesse minérale;* par M. Héron de Villefosse.

Voyage *métallurgique en Angleterre;* par MM. Dufrénoy et Elie de Beaumont.

Journal *des mines;* 38 vol. in-8., de l'an III à 1816.

Annales *des mines;* série I, 13 vol. in-8., de 1817 à 1826.

Annales *des mines;* série II, 8 vol. in-8., de 1827 à 1830.

Annales *des mines;* série III, 3 vol. in-8., de 1832 à 1833. L'ouvrage se continue.

Véritable modèle de rédaction, ce recueil, publié par les soins du conseil des mines, est tellement nécessaire au métallurgiste, qu'on a cherché à rendre son maniement facile, en le citant de préférence, même quand il s'agissait d'articles empruntés à d'autres ouvrages par ses rédacteurs.

—

CHAPITRE PREMIER.

Notions de Métallurgie.

Traité *sur la préparation des minerais de plomb, comprenant les procédés employés au Harz pour cet objet;* par M. Héron de Villefosse; *Journal des mines*, T. XVII, p. 81 et 165.

Expériences *sur la fusibilité de divers mélanges de substances minérales simples, que l'on emploie le plus ordinairement en métallurgie* par M. Lampadius; *Journal des mines;* T. XVIII, p. 171.

Des *soufflets cylindriques anglais, avec quelques projets sur l'amélioration de ces machines;* par M. Baader; *Journal des mines*, T. XXV, p. 81, et 171.

Sur *les mesures à observer dans la disposition des foyers de forges, et sur les instruments qui servent aux ouvriers pour la détermination de ces mesures,* par M. Gallois; *Journal des mines*, T. XXIV, p. 105.

Notice *sur une machine soufflante hydraulique de* M. Baader; *Journal des mines*, T. XXIX, p. 151.

Sur *plusieurs moyens imaginés pour employer la flamme perdue des hauts fourneaux, des foyers de forges, etc.;* par M. Berthier; *Journal des mines*, T. XXXVII, p. 375.

Résultats *principaux de la préparation mécanique de la galène, à Pezay;* par M. Berthier; *Ann. des mines*, série I, T. III, p. 517.

Notice *sur plusieurs soufflets en cuir, à vent continu;* par M. Madelaine; *Ann. des mines,* série I, T. IV, p. 271.

Description *d'un fourneau de grillage, pour le minerai de fer, employé au Creuzot et à Vienne;* par MM. Lamé et Thirria; *Ann. des mines*, série I, T. V, p. 333.

Notice *sur une nouvelle machine soufflante ;* par M. Clapeyron ; *Ann. des mines*, série 1, T. VII, p. 3.

Sur *la préparation et le traitement des minerais dans le Harz ;* par MM. Lamé et Clapeyron ; *Ann. des mines*, série 1, T. VII. p. 23.

Expériences *faites sur les trompes des forges de Vic-Dessos;* par MM. Thibaud et Tardy ; *Ann. des mines*, série 1, T. VIII, p. 593.

Préparation *mécanique des minerais d'étain d'Altenberg ;* par M. Manès ; *Ann. des mines*, série 1, T. VIII, p. 548 et 879.

Sur *la préparation mécanique et sur le traitement métallurgique du minerai d'étain, en Saxe ;* par M. Manès ; *Ann. des mines*, série 1, T. IX, p. 281, 465 et 625.

Mémoire *sur la préparation mécanique, et le traitement métallurgique du minerai de plomb argentifère de Vialas et Villefort ;* par M. Levallois ; *Ann. des mines*, série 1, T. IX, p. 717 et 757.

Sur *l'emploi de la flamme qui sort du gueulard des fourneaux à manche, pour la cuisson de la pierre à chaux et de la brique ;* ar M. Karsten ; *Ann. des mines*, série 1, T. II, p. 75.

Description *des procédés suivis à Chessy, pour la préparation mécanique des minerais ;* par M. Thibaud ; *Ann. des mines*, série 2, T. II, p. 73.

Expériences *faites sur la trompe du ventilateur des mines de Rancié, suivies de quelques observations sur les trompes en général ;* par M. d'Aubuisson ; *Ann. des mines*, série 2, T. IV, p. 211.

Observations *sur les machines soufflantes à piston, des usines à fer, dans le sud-ouest de la France ; Ann. des mines* ; série 2, T. XI, p. 161 ; par M. d'Aubuisson.

Préparation *mécanique des minerais de plomb, à Bockstein ;* par M. Karsten ; *Ann. des mines*, série 2, T. IV, p. 465.

Appareil *ventilateur pour la séparation des minerais de leurs gangues ;* par M. Grandbesançon ; *Ann. des mines*, série 2, T. IV, p. 297.

Mémoire *sur la préparation mécanique du minerais de plomb d'Huelgoët, et sur les moyens employés pour en séparer la blende ;* par M. Nailly ; *Ann. des mines*, série 2, T. VII, p. 423.

Sur *le gisement, l'exploitation, et la préparation mécanique des minerais, en Angleterre ;* par MM. Coste et Perdonnet ; *Ann. des mines*, série 2. T. VII, p. 3.

Description *d'un procédé pour l'épuration des eaux souillées par le lavage des minerais ;* par M. Parrot ; *Ann. des mines*, série 2, T. VIII, p. 33.

Description *d'un fourneau de grillage à sole tournante* ; par M. Brunton ; *Ann. des mines*, série 3, t. II, p. 93.

2396. L'industrie met en usage un certain nombre de métaux, savoir : l'antimoine, l'argent, l'arsenic, le bismuth, le cobalt, le cuivre,

l'étain, le fer, le mercure, le nickel, l'or, le platine, le plomb et le zinc. Tous ces métaux se retirent de minerais donnés par la nature; mais, la composition variable de ces minerais, les propriétés non moins variables de ces métaux, enfin la valeur des métaux ellemême, sont autant de causes, qui rendent les procédés d'exploitation fort différents les uns des autres.

Tantôt, le métal se trouve dans la nature, libre de toute combinaison; et, dans ce cas, on peut le séparer des matières qui le renferment, par des procédés purement mécaniques. Tel est le cas de l'or

Tantôt, le métal se trouve combiné à des matières, qui sont plus ou moins faciles à séparer par des réactions chimiques. L'exploitation se partage presque toujours alors en deux parties. A l'aide de procédés mécaniques, on concentre le plus possible le minerai, et on enlève, quelquefois entièrement les matières étrangères qui le souillent. On traite ensuite ce minerai purifié, par des procédés chimiques qui ont pour but d'isoler le métal. Les agents chimiques dont on peut disposer à cet effet, sont d'autant plus nombreux, que le métal est doué d'une valeur plus grande. Pour les métaux communs, l'air, le charbon, la chaux, la silice, l'argile, le fer, jouent le plus grand rôle; pour les métaux précieux, on peut faire intervenir beaucoup d'autres agents.

2597. L'exploitation des minerais simples, est presque toujours susceptible de s'effectuer par des méthodes simples elles-mêmes. Le traitement s'exécute alors en une seule opération, abstraction faite des manipulations préliminaires, qui se rapportent toutes à cette opération principale; mais, quand le minerai renferme à la fois plusieurs métaux utiles, le traitement se complique. Ces métaux donnent naissance à des combinaisons diverses, qu'il faut reprendre à leur tour, pour leur appliquer de nouvelles méthodes d'exploitation. Le métallurgiste cherche alors à dédoubler les composés qu'il traite, pour ramener chaque métal à faire partie d'une sorte de minerai artificiel, plus simple que le premier. Tout son art consiste à faire naître, ainsi, des combinaisons d'une facile exploitation.

On conçoit combien, au milieu de circonstances aussi diverses, il est difficile de s'élever à des considérations chimiques générales, sur les méthodes d'exploitation en usage pour les différents minerais. Il n'en est plus de même, quand on envisage la partie mécanique de la métallurgie. Les mêmes procédés reparaissent dans un grand nombre d'exploitations, parce qu'on a toujours pour objet de séparer des minerais denses, ou en gros fragments, de matières terreuses plus fines ou plus légères. De même, si l'on veut étudier la disposition des fourneaux employés dans ces diverses usines, il est facile de les classer par la nature de leurs fonctions, qui consistent, en général, à oxider, à réduire, à fondre, ou à volatiliser la totalité ou certains éléments du minerai.

2398. Les considérations générales sur la métallurgie, peuvent donc se renfermer dans les quatre sections suivantes :

1° La préparation mécanique des minerais.

2° La disposition générale des fourneaux, à tirage naturel.

3° La disposition des machines soufflantes.

4° Celle des fourneaux, à vent forcé.

Nous allons résumer les préceptes qui se rapportent à chacune d'elles.

PRÉPARATION MÉCANIQUE DES MINERAIS.

2399. Les procédés mécaniques en usage pour la purification des minerais, jouent un grand rôle dans quelques industries métallurgiques, et sont, au contraire, considérés comme très-secondaires dans quelques autres. Dans le traitement de l'étain, dans celui du plomb, par exemple, on fait usage de procédés mécaniques très-perfectionnés. Dans le traitement du fer, ces procédés sont regardés comme peu importants, parce que la valeur du minerai est très-faible, et qu'on ne cherche pas à éviter les moindres pertes.

Les procédés mécaniques, ont toujours pour objet de diviser le minerai, et de l'isoler, en séparant les matières terreuses auxquelles il est mêlé, et qui portent généralement le nom de *gangues*.

La division du minerai s'obtient par le cassage au marteau ; par le bocardage, pulvérisation opérée au moyen de lourds pilons ; par un broyage, qui s'exécute entre des cylindres cannelés ; enfin, par le passage au moulin, opération semblable à celle qui produit la farine ordinaire.

La séparation des gangues s'effectue par des procédés qui varient avec l'état de division du minerai. Après le cassage au marteau, on trie à la main les fragments stériles, les fragments pauvres, et les fragments riches. Ce triage ne peut plus s'exécuter sur le minerai bocardé, mais en le délayant dans l'eau, et laissant déposer les parcelles que celle-ci renferme, les plus pesantes se déposent les premières, et l'on conçoit que le triage puisse s'effectuer par ce moyen. Quand le minerai est broyé plus finement encore, les lavages deviennent plus difficiles; mais aussi, quand ils sont bien conduits, leur résultat est plus parfait.

On peut aussi séparer la gangue au moyen d'une ventilation convenable. Il suffit de faire tomber le minerai en poussière dans un courant d'air; la poussière entraînée, se partage en grains différents par la grosseur ou la densité, qui vont tomber d'autant plus loin, qu'ils sont plus légers ou plus fins.

2400. C'est par la bonne combinaison de ces divers procédés, que l'on parvient à tirer parti de tout le minerai fourni par la mine. Il est bien facile de voir qu'une seule de ces méthodes serait insuffisante, qu'il faut les faire concourir ensemble, si l'on veut atteindre une sé-

paration parfaite et économique, but de toutes ces opérations. Ainsi, il serait inutile et même nuisible de bocarder les portions de minerai assez pures, pour devenir l'objet d'une exploitation profitable. On les traite donc, telles que le triage à la main les a données. De même, les parties riches, isolées par le bocardage et les lavages qui le suivent, seraient mal à propos soumises à un nouveau broyage. Il ne peut être nécessaire, que pour des portions de minerai assez riches encore, pour mériter l'exploitation, trop pauvres néanmoins, pour qu'on puisse les traiter directement. Ce broyage et de nouveaux lavages séparent la gangue, concentrent le minerai, et le rendent propre au travail métallurgique.

On voit que ce travail mécanique subdivise le minerai en produits assez variés ; la dureté et la densité de chacun des composants, déterminant diverses sortes de partage. On peut donc être dans le cas d'exploiter, séparément, les parties triées à la main, celles que le bocardage fournit, etc.

2401. Le travail mécanique des minerais, n'a qu'une importance relative; dans la plupart des cas, il pourrait être remplacé par le traitement métallurgique lui-même ; aussi, voit-on son application varier avec la valeur du combustible. On peut admettre, en général, que le travail mécanique a surtout pour objet de ménager le combustible, puisqu'il élague des substances stériles, qu'il faudrait chauffer, ou même fondre sans profit; mais, comme la préparation mécanique du minerai ne se fait pas elle-même sans d'assez grandes dépenses, il est facile de comprendre que le traitement mécanique sera considéré comme un objet fondamental, dans les usines qui paient le combustible cher, et qu'il perdra de son importance dans celles où le combustible est à très-bas prix. Il faut remarquer, cependant, que pour quelques minerais, une division extrême est indispensable aux réactions qu'ils doivent subir. Tel est le cas des minerais d'argent, que l'on agite avec du mercure, dans le procédé de l'amalgamation.

Nous allons, pour le moment, faire connaître, d'une manière générale, les appareils employés à la préparation mécanique des minerais ; nous donnerons ensuite, à l'appui, quelques exemples de l'enchaînement des opérations.

2402. A mesure que l'exploitation se fait dans l'intérieur de la mine, le triage commence. On met de côté tous les fragments stériles, afin d'épargner d'inutiles frais de transport; mais ce choix est trop imparfait, pour qu'on puisse s'en contenter. Dès que le minerai est arrivé au jour, on le livre à des femmes, à des enfants ou à des vieux mineurs, qui cassent les morceaux, et les réduisent à la grosseur du poing, pour les trier de nouveau. On divise ordinairement le minerai en trois lots. Le premier, se compose des parties assez riches pour être traitées immédiatement; le second, renferme les fragments qui ont besoin d'être purifiés par une préparation mécanique ultérieure ;

le troisième, reçoit toutes les parties stériles, ou même celles qui, renfermant du minerai, en contiennent trop peu pour couvrir les frais que leur purification exigerait. Il est en général, convenable d'entasser ces portions de minerai rejeté, dans un endroit où l'on puisse les retrouver facilement. L'amélioration des procédés peut, tôt ou tard, permettre de les traiter avec bénéfice; c'est donc une ressource d'avenir, qu'il est bon de ménager.

Les débris du cassage sont mis à part; ils sont soumis à une préparation mécanique particulière, le criblage.

2403. On ne peut pas exprimer d'une manière générale ce que l'on doit entendre par minerai riche, minerai stérile ou minerai moyen si ce n'est, en comparant les dépenses et les produits de leur exploitation. Sous ce point de vue, toutes les parties qui seraient traitées avec perte, doivent être mises à l'écart; toutes celles qui peuvent être traitées avec profit, doivent être conservées; mais il est évident que, la teneur en métal sera bien différente entre des minerais de fer de plomb et d'argent, par exemple, quoiqu'ils appartiennent tous les trois à la classe des minerais riches ou stériles.

Il est bien rare que des portions de minerai, quelque pauvre qu'elles soient, ne puissent être mises à profit. La gangue qui les accompagne, formerait assez souvent un bon fondant, pour le travail subséquent; et, à l'aide d'un système attentif d'expérimentation, on peut rencontrer des mélanges, et des dosages, qui permettent de retrouver les petites portions de minerai que ces fragments recèlent. C'est une des études les plus utiles que puisse entreprendre un directeur d'usine métallurgique. S'il s'agit de métaux précieux surtout, les matières qui en contiennent doivent être poursuivies, et employées à se traiter l'une par l'autre, jusqu'à ce que les matières qu'on rejette soient presque entièrement épuisées.

2404. Tous les minerais sont soumis au triage, mais il est rare que ce triage suffise. Les minerais de fer d'alluvion, exigent eux-mêmes un lavage, qui débarrasse la surface des fragments de la poussière adhérente, et qui permet mieux de distinguer, à leur couleur, les parties riches, des cailloux mélangés. On se contente souvent de placer les minerais de cette espèce dans des bassins en bois ou en pierre, et d'y faire arriver un cours d'eau. Au moyen de pelles ou de ringards, on remue à mesure le minerai, afin de détacher toutes les parties pulvérulentes, qui sont entraînées par l'eau. Le minerai décrassé, peut ensuite être soumis à un triage bien plus sûr. Quant à la partie fine entraînée par l'eau, son emploi dépend de sa composition, et de celle de la mine. Les parties les plus denses, et qui sont en même temps les plus riches en fer, sont presque toujours susceptibles d'être utilisées. Les portions les plus légères ne peuvent pas l'être, et produisent des boues dont on se débarrasse quelquefois difficilement.

On désigne, sous le nom de *patouillet* (pl. 71, fig. 1 et 2) une ma-

chine fort simple et très-repandue dans les usines à fer de la France. Elle sert à laver les minerais d'alluvion, et remplace le travail plus grossier qu'on vient de décrire. Le patouillet se compose d'une caisse en bois ou en fonte, dont le fond est courbe. On y dépose le minerai qu'il s'agit de laver. Un arbre mis en mouvement par une roue hydraulique et armé d'anses de fer, sert à agiter le minerai, au milieu de l'eau dont la caisse est remplie. Quand le lavage est terminé, on ouvre un des côtés de la caisse pour évacuer l'eau trouble et le minerai ; celui-ci tombe dans un bassin plus spacieux, tandis que l'eau trouble s'écoule, et entraîne les parties boueuses.

Le patouillet tel qu'on le construit ordinairement, est un appareil qui présente deux défauts graves ; le premier consiste dans la situation occupée par le minerai, qui gagne le fond, et se trouve en contact avec l'eau la plus bourbeuse ; le second, tient au peu d'effet des bras, qui ne mettent en mouvement, qu'une portion très-faible du minerai à la fois.

2405. M. Cagniard de Latour a construit, à Chessy, une machine à débourber, analogue à celle que l'on emploie avec tant de succès, dans les fabriques de sucre de betteraves. Tous les inconvénients du patouillet y sont évités, et les heureux résultats que l'on en a recueillis à Chessy, devraient engager à généraliser l'application de cet appareil.

Il est fort simple, et consiste en un tonneau formé de douves, qui laissent entre elles un intervalle suffisant, pour le passage des boues. Il plonge dans l'eau, jusqu'au niveau de l'axe. Le minerai s'introduit dans le tonneau, au moyen d'une trémie, et celui-ci est mis en mouvement par une roue hydraulique. Par ce moyen, les morceaux de minerai frottent sans cesse l'un contre l'autre, et se débarrassent mutuellement des boues ou des sables, qui sont entraînés de suite par l'eau, et tombent au fond de la cuve.

Cet appareil réalise donc, les deux conditions essentielles. Le minerai est mis en mouvement dans toutes ses parties, dès que le tonneau lui-même se meut ; et les boues tombant au fond de la cuve, c'est toujours l'eau la plus pure qui est en contact avec le minerai. Aussi, passe-t-on couramment au débourbeur, trente-cinq lots par jour, de 1200 kilogrammes chaque.

2406. Ce débourbage, qui n'a souvent d'autre objet que de rendre le triage du minerai plus facile, s'exécute aussi au moyen des *grilles anglaises*, qui sont formées de barres de fer espacées de cinq ou six millimètres. Le minerai jeté sur ces grilles, y est soumis à l'action d'un courant d'eau, tandis qu'un enfant le remue, à l'aide d'une pelle, dans le sens de la longueur des barres de la grille. Quand l'eau n'entraîne plus rien, on retire la matière qui reste sur la grille, pour la soumettre au triage ; opération qui est aussi exécutée par des enfants.

Ce triage donne divers produits; savoir :

1° Le minerai riche propre au fondage ; ou bien , car l'espèce du minerai fait varier ces conditions, celui qui peut immédiatement être cassé, trié, criblé et passé aux tables à laver.

2° Le minerai de bocard ou minerai pauvre, mêlé de matières stériles et dures , qui ne peuvent en être séparées qu'après une pulvérisation qu'on exécute au moyen du bocard. On soumet ensuite le produit au lavage.

3° Les gros morceaux qui , après un nouveau cassage et un nouveau triage , se divisent en minerai riche , minerai de bocard , et matières stériles.

4° Les matières stériles, qui sont rejetées ou quelquefois employées comme fondants.

Indépendamment des produits restés sur la grille , on obtient des sables bruts, qui sont passés à travers de celle-ci, entraînés par le courant d'eau. Ces sables sont soumis au criblage dans des cribles successifs de plus en plus fins , et se partagent ainsi en produits de diverses grosseurs. Ceux-ci sont, tour à tour, soumis au bocardage ou au lavage , selon leur nature.

2407. Les minerais qui l'exigent, sont soumis à une division plus au moins parfaite, au moyen du bocard (pl. 41, fig. 1, 2, 3, 4, et pl. 71 , fig. 3 et 4.) Cet appareil si simple , qu'il suffit d'un coup d'œil jeté sur les planches qui le représentent pour le comprendre , consiste en plusieurs pièces de bois mobiles , placées verticalement entre des coulisses de charpente ; elles sont armées, à leur bout inférieur, d'une pièce en fer, et reposent dans une auge garnie d'une pierre dure ou d'une plaque épaisse de fonte. Un arbre horizontal , garni de cames et mis en mouvement par un moteur quelconque, soulève ces pilons et les laisse retomber ensuite de tout leur poids , dans l'auge qui renferme le minerai.

Les mortiers ou auges dans lesquels s'opère la pulvérisation , sont enfermés dans une caisse qui retient la poussière, quand on bocarde à sec, et qui sert à contenir l'eau , quand on veut laver les minerais sous le bocard même. En général, quand le minerai est destiné au lavage , on fait arriver de l'eau dans le bocard , afin d'entraîner les parties fines , à mesure qu'elles se produisent; ce qui abrège le travail.

Au moyen de quelques dispositions accessoires, on peut donc faire varier les résultats du bocardage. Quand on bocarde à sec, la tenuité de la poussière dépend , uniquement , du temps pendant lequel on a continué l'action du pilon. Quand on bocarde en dirigeant de l'eau au travers de l'auge , la ténuité des poussières peut être modifiée de diverses manières. En effet, si l'eau ne peut sortir de l'auge que lorsqu'elle s'est élevée à une certaine hauteur , on conçoit qu'en élevant ou abaissant le déversoir , on pourra produire des poudres plus ou moins fines , à volonté. La rapidité du cours d'eau exercera une in-

fluence très-grande aussi, et en l'augmentant ou la diminuant, on se procurera des poussières plus ou moins grossières.

L'eau sortant du bocard, laissera déposer les poudres qu'elles tient en suspension, avec plus ou moins de facilité. Les grains les plus denses et les plus gros se déposeront les premiers; les plus légers et les plus fins se précipiteront plus loin. L'eau sortant du bocard, passe donc dans une série de canaux, dont l'ensemble porte le nom de *labyrinthe*, où elle dépose les parties dont elle est chargée, plus ou moins vite, selon la grosseur ou la finesse des grains. Au dessous du bocard, on dispose quelquefois des cribles, qui arrêtent les parties les plus volumineuses, et laissent passer les plus fines.

2408. Les effets du bocardage sont loin d'être identiques sur toute la masse du minerai. Presque toujours les parties métalliques sont plus friables et plus lamelleuses que la gangue; en sorte que, bien qu'elles soient plus denses, elles n'ont pas autant de disposition à se précipiter qu'on pourrait le supposer. Elles se divisent plus que la gangue; elles flottent plus facilement qu'elle, et sont souvent entraînées très-loin des premiers dépôts. On conçoit que la nature générale du grain des produits sortant du bocard, peut avoir une assez grande influence sur les résultats ultérieurs du traitement. On évite, en général, d'obtenir les poussières très-fines, qui prennent le nom de *schlamm*; on cherche, au contraire, à se procurer presque toujours une poussière grenue, qui prend le nom de *sable* ou de *schlich*.

Les sables qui résultent de l'opération du bocardage, sont un mélange de particules métalliques et de particules terreuses, que l'on soumet à des opérations de lavage très-délicates, longues et coûteuses. Les lavages ont pour but de séparer les parties métalliques des parties terreuses, séparation qui est fondée sur la différence de densité qu'elles présentent ordinairement. On fait couler l'eau sur les sables avec plus ou moins de vitesse et d'abondance; elle entraîne les parties les plus légères, et opère la concentration du métal dans une moins grande quantité de gangue.

Cette opération, qui entraîne à une dépense assez notable, fait en outre, éprouver une perte plus ou moins grande de minerai. Il importe donc de calculer la limite à laquelle doivent s'arrêter les lavages, et de voir s'il n'y a pas plus de profit à perdre un peu de minerai, qu'à faire subir aux poussières un lavage subséquent; les éléments de ces calculs variant pour chaque nature de minerai, et même, à vrai dire, pour chaque usine, il ne peut y avoir de règle à cet égard.

2409. Avant d'être soumis au lavage, le minerai qui provient des menus débris des travaux ou de la poussière du cassage, est soumis à l'action du crible, qui a pour objet, de même que le labyrinthe qui succède au bocard, de séparer le minerai par grosseur de grain. Les

matières sont placées dans un crible ou tamis, dont le fond est formé d'une grille. On plonge rapidement le crible dans un bassin rempli d'eau; ce liquide entre par le fond, soulève les particules métalliques, les sépare, et les tient un instant suspendues; ensuite, elles retombent, en suivant, à peu près, l'ordre de leurs pesanteurs spécifiques. le minerai se sépare ainsi de sa gangue, et il se forme dans le crible autant de couches distinctes, que l'on enlève facilement au moyen d'une spatule. La partie trop pauvre, pour être repassée une seconde fois, est rejetée. Cette opération se nomme *lavage à la cuve*, ou criblage par dépôt.

2410. Il est souvent utile de séparer à la fois les matières bocardées, par grosseur de grains et par densités; les *grilles anglaises*, et les *laveries à gradins* de Hongrie, remplissent ce double objet. Le minerai, au sortir du bocard, est placé, dans le premier cas, sur des grilles en fer, et soumis à l'action d'un courant d'eau, qui fait passer à travers les barreaux les plus petits morceaux, et entraîne les parties tout à fait pulvérulentes dans des bassins, où elles se déposent. Les laveries à gradins se composent d'une suite de grilles, placées successivement à différents niveaux, de manière que l'eau, arrivant sur la plus élevée, où se place le minerai, en fait passer une partie sur la seconde, qui est plus serrée, et ainsi de suite. De là, la poussière va se rendre dans des labyrinthes et des bassins, où les parties les plus ténues se déposent.

2411. A mesure que ces manipulations s'effectuent sur le minerai, on en sépare des produits d'une telle ténuité, que les criblages deviennent impraticables. C'est alors que le véritable lavage commence.

La plus simple de toutes les méthodes de lavage, est celle qu'on employe pour le lavage des sables aurifères. Il s'opère à la main dans des sebilles ou augettes en bois, qu'on remue continuellement, de manière à agiter le sable; l'eau mise ainsi en mouvement, entraîne les parties terreuses, et les sépare ainsi des paillettes d'or, spécifiquement plus pesantes.

Cette méthode, qui peut être employée avec avantage pour le lavage de l'or, et pour l'essai en petit de tous les minerais denses, ne pourrait l'être en grand, pour les minerais de peu de valeur, tels que ceux de plomb, d'étain, etc. Alors, on opère le lavage sur des caisses ou des tables.

2412. Celles qui offrent les manipulations les plus simples, sont les *caisses allemandes* ou *à tombeau*. Ces caisses sont rectangulaires; elles ont environ 3 mètres de longueur, 0,5 de large et $0^m,5$ de profondeur. Leur inclinaison est de $0^m,40$. A leur partie supérieure, qu'on nomme *chevet* ou *tête* de la caisse, est placée une espèce de hotte dans laquelle on met le minerai à laver; au dessous de ce compartiment, arrive un courant d'eau, qui coule en nappe, sur le haut de la table, et qui s'échappe ensuite par des trous percés dans le rebord

du pied de la caisse, et placés à différentes hauteurs. A mesure que le minerai s'élève dans la caisse, on bouche les orifices inférieurs avec des tasseaux, pour que l'eau s'échappe par les trous supérieurs.

Après avoir rempli la tête de la caisse avec des sables à laver, l'ouvrier en fait tomber une portion sur la caisse avec un rable, et y fait arriver de l'eau. A mesure que celle-ci entraîne le minerai, il a soin de ramener continuellement le sable, vers la tête de la caisse, afin que le sable stérile, ainsi que les parties fines soient enlevées. Ce mouvement a, en outre, l'avantage de multiplier les points de contact, entre le liquide et le minerai. Quand le laveur juge que la partie mise sur la caisse est suffisamment lavée, il en ajoute de nouvelle; il continue ainsi, jusqu'à ce que la caisse soit pleine aux trois quarts, au moins, de sa hauteur. Tous ce sable est loin d'être également lavé; on le divise ordinairement en trois tranches; celle qui avoisine la tête est la plus pure, et souvent elle l'est assez, pour être immédiatement fondue. Le milieu a besoin d'être soumis à une seconde opération; quant à la tranche qui est au bas de la caisse, on la considère comme du minerai qui sort du bocard. Outre ces trois lots de minerai, il s'en produit un quatrième, formé par le sable fin que les eaux déposent dans les bassins, ou labyrinthes, qu'elles traversent en sortant des caisses.

Les caisses allemandes ne sont employées que pour le lavage des sables un peu gros. La grande inclinaison qu'on leur donne, et la force du courant d'eau, occasionneraient des déchets considérables, si l'on soumettait à leur action des sables fins. On leur substitue, dans ce cas, les appareils ou tables que nous allons décrire.

2415. Il y a plusieurs sortes de tables, qui sont employées, ou successivement pour le même minerai, ou séparément pour les diverses espèces de schlich; le premier genre comprend les tables immobiles, dites *tables dormantes*, et le second, les *tables mobiles*, nommées *tables à percussion* ou *à secousses*.

Les tables dormantes, appelées aussi *tables jumelles*, parce qu'elles sont accolées deux à deux, sont en usage pour le lavage des sables fins, et des boues qui se déposent dans les labyrinthes. Ce sont des tables à rebord, longues d'environ 4 à 5 mètres, larges de $0^m,15$ à $0^m,18$, et inclinées à peu près de 12 à 15 centimètres. A leur tête, est placée une planche triangulaire à rebord. Sur chaque côté de l'angle du sommet, sont placés de petits prismes en bois; et à sa base, on fixe une petite planchette moins haute que les rebords. On donne à cet espace le nom de *cour*. La caisse qui renferme les minerais à laver, est placée obliquement au dessus de la cour. Le canal qui conduit l'eau sur le minerai, passe au dessus de la caisse, délaye les matières à laver, les entraîne, et les répand sur la cour, où l'eau, divisée par les prismes triangulaires, forme une nappe qui, en s'étendant sur la table, entraîne les parties les plus légères. Pour

que cette séparation se fasse le plus exactement possible, le laveur ramène le minerai, avec un rable, vers la tête de la table. L'eau chargée de parties terreuses se rend dans des caisses et des canaux placés au bas de la table. La boue des premiers canaux est soumise à un nouveau lavage, afin d'en extraire les particules métalliques qu'elle peut encore contenir. La poudre, ou farine minérale, lavée par ce moyen, porte plus particulièrement le nom de *schlich.*

On avait pensé qu'en couvrant ces tables avec de la toile ou du drap, surtout pour le lavage des minerais d'or, les fils retiendraient, plus sûrement, les particules les plus fines de ce métal; mais l'expérience a démontré, que loin d'obtenir un résultat avantageux, le schlich, au contraire, était très-impur.

2414. Dans certaines mines, on emploie des tables dites *à balais;* elles diffèrent des précédentes, en ce que le minerai chassé par l'eau, arrive par un canal placé vers la partie supérieure, et afin qu'il ne s'y dépose pas, l'eau y est continuellement agitée par un moulinet. Elle descend avec le minerai, sur la place triangulaire, et se répand de là, sur la table; en même temps, de l'eau pure, amenée par un canal inférieur, arrive sur la table par dessous cette place, pour délayer le minerai. Vers le pied de la table, est une fente que l'on ferme à volonté, et qui communique à un premier réservoir placé au dessous; au bout, est un second réservoir, à la suite duquel est le canal des rebuts. Lorsque l'eau a entraîné, dans ce canal, la poussière terreuse mêlée au minerai, le schlich lavé reste étendu sur la table, depuis le chevet jusqu'au pied. Alors, on commence à balayer celui qui recouvre la partie la plus inférieure de la table, et on le fait tomber dans le second réservoir. On balaye ensuite celui qui est sur la partie supérieure, et on le fait tomber, par la fente, qu'on a préalablement ouverte, dans le premier réservoir. Les schlichs du second réservoir et les rebuts du canal, sont lavés de nouveau.

2415. Les *tables mobiles* ou à *percussion*, nommées aussi *tables à secousses*, diffèrent peu des tables fixes, quant à la table en elle-même. Sa longueur est d'environ 4 mètres, sa largeur de 15 décimètres, et ses rebords qui vont en diminuant vers le bas, ont environ 2 décimètres dans la partie supérieure. Mais cette table est suspendue par ses quatre angles, au moyen de chaînes, disposées de telle sorte, que dans l'instant du repos, c'est-à-dire, lorsque le chevet de la table est appuyé contre la charpente qui est derrière lui, leur inclinaison du chevet au pied, tend à ramener la table vers cette charpente.

La cour ou plan triangulaire incliné et à rebords, ne diffère en rien de celle des tables fixes. Au dessus de ce plan, est la caisse qui renferme le minerai. Son fond est oblique; une rigole qui passe au dessus de cette caisse, y amène l'eau. Le minerai délayé est entraîné sur la table et s'y étend en nappes minces et uniformes, comme sur

les tables fixes. Mais pendant qu'il descend, la table reçoit à son chevet une impulsion assez douce au moyen d'un levier, dont l'un des bras éprouve le choc des cames qui garnissent l'arbre d'une roue hydraulique. Cette impulsion qui la porte en avant, venant à cesser, la table revient à sa première position, et éprouve, en frappant contre une des pièces de la charpente, un choc violent.

Par ces mouvements brusques, les parties métalliques qui sont les plus pesantes, sont ramenées vers le chevet de la table; et les parties terreuses mélangées, recevant une impulsion moins vive, en raison de leur densité plus faible, continuent leur route et sont entraînées par l'eau.

On modifie suivant l'espèce de minerai que l'on doit laver, les différentes circonstances qui influent sur le lavage. Ainsi, l'inclinaison de la table varie de 2 à 15 centimètres. L'eau y est répandue, tantôt en filets déliés, tantôt à pleins tuyaux; en sorte qu'il y coule jusqu'à deux pieds cubes d'eau par minute. Le nombre des secousses qu'elle reçoit, varie de 15 à 36 par minute. Elle s'écarte de sa position primitive, tantôt de 2 centimètres, tantôt de vingt. Le gros sable exige, en général, moins d'eau et moins d'inclinaison dans la table, que le sable fin et visqueux.

Lorsqu'on s'est assuré que le schlich est complétement lavé, et que l'eau qui s'écoule ne contient pas de minerai, on la laisse échapper par un canal qui est à l'extrémité de la table : mais, lorsqu'on craint qu'elle ne renferme encore quelques parties métalliques, on couvre ce canal avec une planche qui forme comme un prolongement de la table, et l'eau se rend dans une dernière caisse, où elle dépose tout ce qu'elle tenait en suspension; on soumet ensuite le dépôt à un nouveau lavage.

2416. L'eau qui a servi aux lavages des minerais, présente des caractères qui deviennent souvent l'occasion de procès longs et ruineux, et qui, dans tous les cas, méritent attention. Ces eaux peuvent contenir en dissolution des substances nuisibles; mais ce cas est rare, car les substances métalliques nuisibles, sont presque toujours d'un prix assez élevé, pour qu'on évite de les perdre de la sorte. Le cas le plus ordinaire, donne à déverser, après le lavage, des eaux tenant de simples poussières en suspension. Ces eaux troubles s'éclaircissent plus loin et produisent des boues. Ainsi, toute la question, dans la plupart des cas, se réduit à savoir, si ces eaux troubles ou ces boues, seront nuisibles, et si l'on peut en éviter les inconvénients.

Ces inconvénients, les uns légers, les autres réels et graves, doivent être soigneusement étudiés par les exploitants. Les habitants voisins s'exagèrent les effets des eaux troubles sur les bestiaux, sur le blanchissage du linge, et, en général sur tous les usages économiques de l'eau. Ils ont souvent à se plaindre des boues qui, remaniées par les grosses eaux, vont se déverser sur les champs et y por-

tent la stérilité. Les recherches de M. Parrot, qui ont pour objet de rendre à la consommation les eaux du lavage des minerais, après une clarification préalable, méritent donc toute notre attention.

2417. M. Parrot observe d'abord que, dans les débourbages et les lavages, les quantités d'eau, loin d'être constantes, devraient varier. Il en résulterait une grande économie de ce liquide ; car, si l'eau nécessaire pour débourber le minerai de fer, par exemple, suffit, quand elle est égale à sept fois le volume du minerai brut ; on conçoit que, pour atteindre ce minimum, il faut qu'à mesure que le lavage avance, la proportion en soit réduite. Car ce n'est pas au minerai que la quantité d'eau est proportionnelle, mais bien à la matière qu'elle doit entraîner. M. Parrot s'est assuré, par expérience, que cette limite de sept volumes d'eau pour un de minerai brut, est celle qui convient aux minerais de fer ordinaires, l'espèce de minerais, qui intéresse le plus les usines françaises, où l'on a si rarement à laver des produits d'autre nature. En rapportant le volume de l'eau à celui des matières entraînées, on aurait le rapport de 14 : 1, pour le cas le plus défavorable, ce qui est plus que suffisant pour un lavage exact.

M. Parrot s'est assuré que, loin de s'en tenir à cette limite, nos usines, même celles qui sont le plus gênées par le manque d'eau, en consomment des quantités, qui varient entre quarante et cent fois le volume du minerai brut, et par suite, qui s'élèvent souvent à deux cent fois le volume des matières entraînées.

Il faudrait donc que la quantité d'eau fournie par le pertuis alimentaire fût décroissante, à partir du commencement du lavage ; ce qui serait facile à réaliser.

2418. Cette première condition étant remplie, le volume de l'eau à clarifier devient bien plus faible, et se prête alors à l'emploi de méthodes qui ne seraient pas faciles à mettre en œuvre, dans le cas d'un lavage à grande eau. M. Parrot indique l'emploi de digues filtrantes, comme étant le meilleur moyen pour clarifier les eaux. Bien entendu, que ces digues doivent être précédées de bassins de repos, où l'eau se dépouille de la majeure partie des matières qu'elle tient en suspension. La digue filtrante est formée d'un sable moyen, encaissé entre deux couches de sable grossier. Celles-ci sont elles-mêmes, soutenues par un clayonnage.

Le procédé de M. Parrot est fort simple, et présente peu de frais d'établissement ou d'entretien. Il évalue à 3 mètres cubes de matière brute par heure, le minerai de fer, par exemple, qu'il s'agit de laver, et il estime alors, comme maximum, la quantité moyenne d'eau, à 10 litres par seconde.

La couche de sable filtrant, c'est-à-dire, la couche moyenne, doit être formée d'un sable passé au travers d'une grille ou tamis, dont les trous présentent trois millimètres de côté. L'épaisseur de cette couche est de 30 à 40 centimètres. Avec de telles conditions, elle donne passage à 2 litres d'eau par seconde et par mètre carré, quand on peut

donner une chute d'un mètre à la digue filtrante. On pourrait se contenter d'une chute de 0,5, mais alors, par mètre carré, le filtre ne débiterait, par seconde, qu'un litre ou un litre et demi, sous la même surface d'un mètre carré.

Les dispositions varieront, du reste, avec les circonstances locales, comme il est facile de le concevoir.

2419. Les inconvénients des lavages seraient évités, et les appareils de M. Parrot deviendraient inutiles, si on adoptait la méthode proposée par M. Grandbesançon, qui consiste à soumettre le minerai pulvérisé à l'action d'un courant d'air. L'appareil fort simple, consisterait en une trémie, laissant tomber le minerai pulvérisé, dans le courant d'air excité par le ventilateur. L'air ne doit arriver sur le minerai, qu'après avoir traversé une chambre, qui fait fonction de régulateur, afin qu'il puisse s'échapper en un courant continu, sans intermittence. Le minerai entraîné, par le courant d'air, se dépose par grosseur de grains ou par degrés de densité, dans une série de cases qui sont munies de tiroirs, pour en faciliter l'extraction. Enfin l'air s'échappe par une cheminée.

Au moyen de cet appareil, trois hommes peuvent passer, en dix heures, un mètre cube de minerai pulvérisé. Il est clair qu'un seul homme ferait le même travail, si le ventilateur était mis en mouvement par une machine.

Malheureusement, la description de cet appareil n'est pas accompagnée de ces résultats comparatifs et numériques, qui peuvent seuls en fixer le mérite. On n'est pas convaincu par les considérations générales sur lesquelles repose l'appareil, que son emploi puisse opérer une exacte séparation des gangues, comme la méthode du lavage, qu'une longue expérience a rendue si sûre dans ses résultats.

Pour compléter les renseignements qui précèdent, nous allons donner ici, deux exemples de lavage, pris sur des minerais et dans des pays différents. Le premier concerne le lavage des minerais d'étain, en Saxe; et le second les minerais de plomb, en Angleterre; ces détails sont empruntés aux mémoires de M. Manès pour le lavage de l'étain, et à ceux de MM. Dufrénoy et Élie de Beaumont, pour le lavage du plomb.

PRÉPARATION MÉCANIQUE DES MINERAIS D'ÉTAIN D'ALTEMBERG.

2420. Les minerais, avant de passer au bocard, sont cassés en morceaux de la grosseur du poing; et les morceaux qui résistent à l'action de la masse, sont grillés à l'air libre sur une aire quadrangulaire. La base du grillage est un lit de bois fendu, formé ordinairement de trois couches de bûches, disposées en croix les unes sur les autres. Le minerai à griller est entassé ensuite sur une hauteur d'environ 2 pieds et demi à 3 pieds, en mettant les plus gros morceaux

à la partie inférieure. On recouvre de trois planches, trois des bords du lit de bois; et le tas entier, d'une mince couche de menus débris des cassages précédents, pour concentrer la chaleur. Ce grillage dure environ vingt-quatre heures.

Le minerai ainsi grillé, est porté à l'atelier de bocardage qui renferme un emplacement pour les batteries, et un local pour les canaux, et pour les schlichs qu'on en retire.

L'emplacement des batteries est divisé en deux, par un plancher, à la hauteur d'environ sept pieds au dessus du sol. Il contient cinq batteries qui sont mises en mouvement, au moyen de roues hydrauliques, dont l'arbre est muni sur la partie de sa circonférence correspondante à chaque pilon, de trois cames qui font l'office de leviers.

Chaque batterie du bocard se compose de deux auges à trois pilons chacune (pl. 41, fig. 2, 3 et 4); les auges sont formées de pièces de bois de 18 pouces d'écarrissage, et on leur donne communément un pied de largeur, deux de profondeur et 36 pieds de longueur; le fond présente une légère inclinaison vers le côté destiné à la sortie de l'eau. Les pilons en bois sont garnis à leur partie inférieure de pièces de fer dont le poids varie. Le fer du pilon le plus éloigné de la bonde, qui reçoit le minerai directement, se nomme *dégrossisseur* et pèse 45 kilog; celui du milieu, 40 kilog.; et le troisième, 35 kilog.

Les minerais à bocarder sont donnés à l'auge par une caisse (D., fig. 4), qu'on a soin de tenir toujours pleine, et qui reçoit un mouvement du pilon dégrossisseur; par ce choc, les minerais roulent par un canal dans l'auge; un courant d'eau qu'on y fait arriver, facilite d'ailleurs leur entraînement.

La nature des minerais d'étain exige que l'on bocarde à grain fin. En conséquence, les plus faciles à bocarder, sont argileux ou ferrugineux; les plus difficiles, sont quarzeux. Dans une bonne marche, les pilons doivent avoir 48 levées par minute.

2421. L'eau chargée de schlich qui sort de l'auge du bocard, coule dans un canal en bois, et de là dans les deux canaux EE. Elle tombe d'abord, par une ouverture de 4 pouces en carré, sur un plan situé en avant et au dessus des canaux; elle s'y divise en lames, et se rend ensuite dans les canaux, où elle dépose son schlich.

Ces canaux servent alternativement: lorsque l'un est plein, on fait arriver l'eau dans l'autre, pendant qu'on évacue le premier. Le schlich s'y partage en trois lots; les sept pieds près de la tête, donnent le grain le plus gros, ou *grain grossier*; les dix pieds suivants, donnent le *grain moyen;* et les sept pieds de la fin, donnent le schlich le plus fin, c'est le *schlamm* des canaux.

L'eau sort des canaux chargée des parties les plus fines, et tombe dans des bourbiers, FF, où elle dépose tout ce qu'elle tenait en suspension. Ces bourbiers communiquent entr'eux, par des ouvertures

pratiquées à leur partie supérieure ; ils sont huit jours à se remplir. et donnent des schlichs qu'on nomme *vases de bourbier*.

On a soin que l'eau, sortant des derniers bourbiers, n'entraîne aucune partie métallique : si on lui voit une couleur grise, ou pratique aussitôt un ou plusieurs autres bourbiers.

2422. On a donc obtenu dans les canaux du bocard, quatre sortes de grains différents, savoir : 1° le schlich grossier ; 2° le schlich moyen ; 3° le schlamm des canaux ; 4° le schlamm des bourbiers. Exposons maintenant les procédés de lavage de chacun de ces produits.

1° *Schlich grossier*. Il est lavé sur la première table à secousse, dont l'inclinaison est de cinq à six pouces, la tension de quatre pouces et demi, le choc de cinq pouces et demi, la vitesse de l'arbre de dix à douze tours par minute. On y fait quatre tablées par jour, et à chaque fois on fait les divisions suivantes :

La moitié inférieure est jetée dans le canal, et de là entraînée à la rivière ;

Le quart suivant ou *milieu*, est rechargé sur la caisse, pour être passé de nouveau ;

Le quart de la tête, ou schlich grossier, est mis en réserve dans une case qui est à côté de la table.

Lorsqu'on a rassemblé le schlich grossier de seize tables, ce qui dure quatre jours, on le passe sur la table pour la seconde fois, en maintenant celle-ci dans les mêmes circonstances. Les produits se divisent comme il suit :

Les trois huitièmes du pied de la table sont envoyés à la rivière.

Le huitième suivant est rechargé ;

Le quart suivant est mis à part ;

Et le quart de la tête, nommé *schlich noble*, est relavé pour la troisième et dernière fois, sur la table à secousse ; l'eau ne s'en va pas dans la rivière, mais bien dans la caisse qui est au bas de la table, et où elle dépose un schlich, qui doit subir un nouveau lavage à la table à secousse.

Dans le lavage du schlich noble, on fait les divisions suivantes :

La moitié inférieure de la table est rechargée ;

Le tiers suivant est mis en réserve.

Le sixième de la tête, ou *schlich bon*, est porté au schlemgraben.

Ces deux dernières parties sont traitées successivement et de la même manière au schlemgraben, d'après le mode indiqué dans le tableau suivant.

Le bon passé au schlem graben donne (1).
- 1° Schlich grossier qui donne aux tables dormantes;
  - 1° Schlich bon;
  - 2° Résidu, qui, schlemmé donne,
    - 1° Schlich grossier, qui, halayé, donne,
      - 1° Schlich bon;
      - 2° Residu.
    - 2° Schlich fin, qui, balayé, donne,
      - 1° Schlich bon;
      - 2° Résidu.
- 2° Schlich fin, qui, halayé, donne (2),
  - 1° Schlich bon;
  - 2° Residu, qui, passé aux tables à secousses et halayé, donne,
    - 1° Schlich bon;
    - 2° Résidu, qui, passé au bocard et balayé, donne,
      - 1° Schlich bon;
      - 2° Résidu.

On voit que dans ces différentes opérations on obtient un *schlich bon*, débarrassé de ses gangues, mais encore mélangé de minerais métalliques, autres que l'oxide d'étain; il est propre au grillage et se divise en deux qualités de grain, le grossier et le fin. Le résidu est encore un schlich, qui doit être bocardé de nouveau, et qui laisse au lavage un résidu, qui doit être bocardé à son tour.

2° *Schlich moyen*. Il est lavé sur la même table à secousse, dont la tension reste la même, mais avec deux pouces de moins d'inclinaison, un pouce de moins de choc, une vitesse de huit à dix tours par minute, et moins d'eau. On fait seulement trois tablées par jour; du reste, le mode de lavage y est absolument le même que pour le schlich grossier, et donne aussi de bons schlichs, et des schlichs à bocarder qu'on mêle aux premiers.

3° *Schlamm des canaux*. Il est lavé sur la deuxième table à secousse, à laquelle on donne une tension de quatre pouces, une inclinaison de trois pouces, un choc de trois pouces, et une vitesse de sept à huit tours par minute. On fait deux tablées par jour, et à chaque fois; on obtient les divisions suivantes:

Le sixième, à la tête, est mis en réserve sous le nom de noble.

Le tiers suivant, ou *milieu*, est rechargé;

La moitié inférieure est jetée à la rivière.

Le schlich noble obtenu, est repassé une seconde fois, et donne:

Un sixième de *bon*,

Un tiers qu'on recharge,

Et une moitié inférieure qu'on jette.

4° *Schlamm des bourbiers*. Il est lavé sur la deuxième table, dont la tension est la même, l'inclinaison et le choc de deux pouces, et

---

(1) *Schlemmer*, exprime le passage du minerai à la caisse allemande, *schlemgraben*, ou mieux *schlämgraben*.

(2) Par le mot *balayer*, on désigne une méthode particulière de lavage, qui s'exécute dans la caisse allemande. Au lieu d'abandonner le schlich, à lui-même, on le soumet à l'action d'un balai, qui sert tantôt à remuer le minerai, pour mettre en suspension les parties légères, et qui tantôt s'emploie pour ramener le dépôt métallique vers la tête, afin de recommencer le lavage. Tout ce balayage s'exécute par mouvements et temps déterminés, mais fort inutiles à décrire.

la vitesse de six à sept tours par minute. On y fait seulement une tablée par jour, et on obtient :

Un sixième, à la tête, de sédiment noble qu'on met en réserve ;

Un tiers de moyen qu'on recharge ;

Une moitié inférieure qu'on jette à la rivière ;

Le sédiment noble, obtenu en assez grande quantité, est repassé sur la table ; et se partage, par une nouvelle suite d'opérations, en produit bon, et en résidu que l'on jette.

On voit que par le nouveau lavage des vases de canaux et bourbiers, on obtient, comme pour les schlichs gros et fins, du schlich bon et du schlich à bocarder ; mais il y a cette différence, qu'on ne passe que deux fois aux tables à secousse, et que pour la vase des bourbiers, on ne fait aucun schlemmage ; ce qui tient à la grande ténuité des parties.

2425. Le bon schlich, de grain gros ou fin, qu'on obtient de ces divers lavages, est soumis au grillage. Les résidus à bocarder sont mis en réserve dans une case de l'atelier du bocard, pour être retraités à la fin de l'année.

Les bons schlichs, ainsi obtenus, ont un aspect noirâtre ; l'oxide d'étain y est mélangé avec une grande quantité de substances métalliques contenues dans les minerais ; telles que le fer sulfuré, le fer arsenical, le wolfram et le fer oxidulé. Ces substances, de pesanteur à peu près égale à celle de l'étain oxidé, ne pouvant être séparées par le lavage ; on grille le schlich dans des fours à réverbère à voûte très-surbaissée, avec chambre à condensation ou non, suivant que le schlich tient beaucoup ou point d'arsenic. Par cette opération, l'arsenic et le soufre sont chassés ; le fer oxidulé, ramené à l'état de tritoxide, acquiert une pesanteur spécifique moindre que l'étain oxidé, qui n'éprouve aucune altération, pas plus que le wolfram. Alors, par un nouveau lavage, on sépare l'oxide de fer du schlich grillé, et on obtient un schlich plus riche, et qui doit contenir le quart de son poids d'étain.

Les schlichs grillés, sont d'abord passés au schlemgraben, qui les sépare en qualités de grains différents ; ces produits sont purifiés, deux fois consécutives, sur les tables dormantes. Dans la première, les résidus sont mis en réserve ; et dans la seconde, qui se fait ordinairement par le maître laveur, les résidus sont repassés de nouveau au schlemgraben, pour revenir encore aux tables dormantes, ainsi que l'indique le tableau suivant.

- Le schlich grillé étant schlemmé, donne,
  - 1° Schlich gros, qui étant purifié, donne,
    - 1° Noble, qui étant purifié donne,
      - 1° Schlich bon, grossier.
      - 2° Résidu A.
    - 2° Résidu de réserve.
  - 2° Schlich fin, qui étant purifié, donne (1),
    - 1° Noble qui étant purifié, donne,
      - 1° Schlich bon, fin.
      - 2° Résidu de réserve.
    - 2° Résidu de réserve.
- Résidu A, étant schlemmé, donne,
  - 1° Schlich gros, qui étant purifié, donne,
    - 1° Schlich bon, très-fin, pauvre.
    - 2° Résidu de réserve.
  - 2° Schlich fin, qui, étant purifié, donne,
    - 1° Schlich bon, très-fin, pauvre.
    - 2° Résidu de réserve.

On obtient, comme on voit, en définitive, trois produits ou qualités de schlichs propres à fondre; savoir: le schlich grossier, le schlich moyen, et le schlich très-fin et peu riche; on a, en outre, des résidus qu'on met à la réserve.

2424. Les résidus obtenus dans les lavages qui ont précédé le grillage, sont traités à la fin de l'année, de la manière suivante, pour en retirer le bon schlich qu'ils contiennent encore. On les bocarde de nouveau; on passe les sédiments qu'ils fournissent, aux tables à secousse, au schlemgraben et aux tables dormantes, absolument comme pour les schlichs provenant des minerais bocardés. On en obtient aussi, des schlichs grossiers et fins analogues, qu'on grille et qn'on traite ensuite sur le schlemgraben et les tables dormantes. On en retire des schlichs grossiers et fins, bons à fondre, et de nouveaux résidus, qui, quoique très-pauvres, ne sont point rejetés, mais traités encore dans une laverie particulière.

Dans cette laverie, on traite les derniers résidus de toutes les autres; on les passe d'abord aux bocards, sous des pilons qui n'ont que moitié du poids ordinaire et une vitesse aussi de moitié. Ces résidus sont chargés à la main et directement dans l'auge, tandis qu'on y fait arriver par les caisses, un sixième de minerai pauvre, pour en faciliter le bocardage. Les schlichs sont conduits dans des canaux, où on les divise en gros schlich, fin schlich et schlamm; mais on n'a point ici de schlamms des bourbiers, qui seraient trop pauvres pour mériter d'être traités.

Les schlichs obtenus sont passés séparément, deux ou trois fois sur les tables à secousse, jusqu'à ce qu'on en obtienne un produit assez pur. Celui-ci passe ensuite une ou deux fois, au schlemgraben,

---

(1) La *purification* n'est autre chose qu'un balayage exécuté sur un schlich déjà pur, et dans laquelle les trous inférieurs de la caisse allemande demeurent fermés. Les trous supérieurs, les seuls qui soient ouverts, ne peuvent entraîner que les matières les plus légères. Cette précaution est indispensable, à cause de l'état de pureté du schlich.

et les sédiments qui en résultent sont portés aux tables dormantes, où on les soumet soit au traitement de purification, soit au balayage, selon leur grain. Ces schlichs purs, sont encore grillés et ensuite lavés, comme nous l'avons dit plus haut, avant d'être portés à la fonderie.

PRÉPARATION MÉCANIQUE DES MINERAIS DE PLOMB, EN ANGLETERRE.

2425. Les opérations qu'on fait subir aux minerais de plomb, pour les amener au degré de pureté nécessaire au traitement métallurgique, peuvent se diviser en trois classes, qui ont pour objet :

1° Le triage et le débourbage des minerais;

2° Le broyage;

3° Le lavage proprement dit.

Les appareils qui servent au triage et au débourbage, sont des cribles, des aires à débourber, ou des grilles.

Le grand crible est employé en Derbyshire, pour trier, au sortir de la mine, le minerai en gros et moyens fragments; son fond est un treillis de fil de fer, dont les mailles ont 0m,0254 de côté.

Un crible plus léger, semblable au précédent, est employé pour débourber, dans une cuve pleine d'eau, les fragments obtenus par le grand crible. Quelquefois, on se contente d'agiter les fragments de minerai, au moyen d'une bèche, dans une auge pleine d'eau.

L'aire à débourber est une surface plane, en dalles ou en planches, légèrement inclinée de l'arrière à l'avant, garnie d'un rebord sur les côtés latéraux et à sa partie supérieure. Un trou est ménagé à la partie la plus élevée; c'est par là, qu'on fait arriver, sur l'aire, l'eau qui doit laver le minerai. On remue celui-ci avec une pelle, tandis qu'il est soumis à l'action du courant d'eau. Cet appareil qui sert à la fois au débourbage et au triage, était autrefois le seul employé; on lui a généralement substitué le suivant :

La grille est formée de barreaux de fer carrés, de 0m,03 d'épaisseur et 0m6 à 0m,8 de longueur, placés parallèlement et horizontalemen ; les intervalles qu'ils laissent entre eux, sont de 0m03. Cette grille est placée au dessus d'un plan incliné qui conduit à un bassin circulaire, d'environ 0m,6 de diamètre. C'est là, que se réunit la poussière métallique enlevée par le courant d'eau, qui sert à laver le minerai placé sur la grille, et qui est fourni par un canal en bois dont celle-ci est surmontée.

On se servait autrefois, en Angleterre, pour le broyage du minerai, d'un outil connu sous le nom de *batte;* c'est une espèce de maillet ou plaque en fonte, d'environ 0m,076 carrés, garni d'un manche. Le minerai à broyer était placé sur une aire plane, bordée par derrière et sur ses côtés par de petites murailles, et élevée au dessus du sol d'environ un mètre, à sa partie la plus basse. Au devant était un massif en briques, sur lequel on plaçait une pierre plate très-dure, ou

une plaque en fonte de 2m,15 de long, sur 0m,19 de large et 0m,04 d'épaisseur. L'ouvrier, assis devant cette plaque, écrasait à coups de batte, le minerai impur.

2426. A cet instrument, on a substitué avec avantage, depuis environ quarante ans, les cylindres à broyer ; cependant, la batte est encore employée en Derbyshire.

La machine à broyer (planche L fig. 1. 2, 3 et 4), se compose d'une paire de cylindres cannelés *mm*, et de deux paires de cylindres lisses *zzzz*, qui servent les uns et les autres au broyage du minerai. Les deux cylindres de chacune de ces trois paires, tournent simultanément en sens inverse, au moyen des roues dentées *mm* (fig. 2 et 3), que chacun d'eux porte sur son axe et qui engrènent entre elles. L'un des cylindres cannelés est placé sur le prolongement de l'axe de la roue motrice, qui porte, en outre, une roue dentée en fonte. D. qu'on engrène avec les roues dentées *ee*, fixées sur les axes de deux des cylindres lisses. Au dessus des cylindres cannelés, se trouve une trémie S, qui verse le minerai apporté par des chariots roulant sur un chemin de bois, et dont le fond est garni d'une trappe, qui s'ouvrant par dessous, permet au minerai d'en sortir. Au dessous de la trémie, le minerai passe dans une petite auge, appelée *sabot*, qui le verse sans cesse sur les cylindres par les secousses que lui imprime une tringle de bois *i* (fig. 3.) On règle la position du sabot, de manière qu'il ne tombe jamais sur les cylindres assez de minerai pour les engorger. Il reçoit un petit filet d'eau qui, en tombant sur les cylindres, les empêche de s'échauffer. Après avoir passé entre les cylindres cannelés le minerai tombe sur des plans inclinés *nn*, qui le versent sur l'une ou l'autre paire de cylindres lisses.

Les cylindres cannelés ou lisses, sont, comme on le voit, les parties principales de cette machine ; ils sont en fonte.

Outre ces trois paires de cylindres, quelques machines à broyer en ont une quatrième, propre à broyer le minerai, qui ne présente pas de gros fragments, telles que les matières qui proviennent du premier criblage du crible à secousses.

Les cylindres qui constituent cette pièce accessoire, sont lisses et semblables aux cylindres *zz* et *z'z'*. L'un d'eux est ordinairement placé sur le prolongement de l'arbre de la roue hydraulique, du côté opposé à la machine principale ; et l'autre, placé à côté, reçoit son mouvement du premier, au moyen d'un engrenage.

Lorsque la gangue qui accompagne le minerai est trop dure pour céder facilement à l'action des cylindres, ou lorsque les minerais exigent un plus grand degré de ténuité, on se sert des *bocards* ; ils sont employés concurremment avec les cylindres à broyer.

2427. On se sert pour le criblage de deux sortes de cribles, le *crible à main* et le *crible à secousses* ; le premier, est un cadre ovale dont le fond est formé d'un treillis de fil de fer ; sa largeur est

de $0^m,46$ sur une longueur de $0^m,44$; il est garni de deux poignées au moyen desquelles l'ouvrier l'agite et le secoue dans une cuve pleine d'eau, tantôt en le maintenant dans une position horizontale, et tantôt en l'inclinant de diverses manières.

Le crible à secousses est rectangulaire, de même que la cuve dans laquelle on le secoue. Les mailles carrées du treillis, en fil de fer assez fort, ont $0^m,0098$ de côté. Ce crible est suspendu à l'extrémité d'un levier bifurqué, qu'un enfant placé près de son extrémité fait mouvoir avec vivacité de bas en haut et de haut en bas, de manière à secouer fortement le crible suspendu à l'extrémité opposée.

2428. Indépendamment des cribles et aire à débourber, décrits précédemment, on se sert pour le lavage des minerais, des appareils suivants :

1° *Caisse à laver* : c'est une espèce de caisse allemande, composée d'une auge ou caisse, dans laquelle arrive un courant d'eau, et d'une large fosse dont le fond est uni et horizontal. Le minerai est placé dans l'auge, où on l'agite avec une pelle recourbée sur les côtés : on enlève, de temps en temps les parties les plus grosses qui y restent, tandis que les plus ténues sont emportées par l'eau, et déposées dans la fosse.

2° *Caisse à débourber les schlamms* : elle est analogue aux caisses allemandes, et se compose aussi d'une auge ou caisse qui reçoit un courant d'eau fourni par un trou à cheville, qu'on ouvre ou ferme plus ou moins, et d'une fosse dont le fond est uni et horizontal. La boue métallifère ou *schlamm,* complétement délayée dans l'eau, va se déposer sur l'aire ; les parties les plus pures, formant les premières couches.

3° Un appareil semblable aux tables jumelles, recevant l'eau par un trou à cheville, et muni d'un plan incliné, correspondant à la tête des tables jumelles, au dessous duquel est une aire plane et sensiblement horizontale. On répand une couche mince de matières boueuses sur le plan incliné ; et au moyen d'une nappe d'eau très-mince, qui s'y divise en petits courants, on enlève peu à peu, les matières boueuses ; elles se déposent sur l'aire plane inférieure, dans l'ordre de leur pesanteur spécifique.

4° *La cuve à rincer* (planche 50, fig. 5, 6 et 7) est munie d'un axe vertical portant un agitateur AB, qu'on met en mouvement au moyen d'une manivelle. Cet appareil sert à mettre le minerai fin, déjà presque pur, en suspension dans l'eau ; par le repos, les parties métalliques se séparent des terres. On aide cette séparation, en frappant sur les parois de la cuve, pendant la précipitation ; ce qui retarde celle des matières terreuses, sans arrêter, pour ainsi dire, celle des parties métalliques.

2429. Parmi ces diverses opérations, celles dans lesquelles on fait usage d'un courant d'eau, laissent toujours échapper quelques-unes

des parties les plus ténues du minerai. On les recueille dans des *bassins de dépôt* ou *labyrinthes*, dans lesquels se rend l'eau, qui provient de la machine à broyer, ou des appareils de lavage; ces bassins ont environ 6 mètres de diamètre, et de 0,060 à 1 mètre de profondeur. Dès que le courant d'eau est entré dans le bassin de dépôt, le minerai qu'il tient en suspension, tend à tomber peu à peu, au fond; l'eau, presque claire, s'échappe et se perd.

2430. Considérons, maintenant, la marche de l'opération. Le minerai brut est déchargé à l'issue de l'exploitation par un ouvrier, qui s'occupe aussitôt de trier les fragments suivant leur grosseur, en trois espèces.

Les plus gros, appelés minerais à casser, sont séparés à la main; le reste est mis sur le crible.

Les morceaux séparés à la main, sont brisés à coup de masse, et donnent par le triage 1° du minerai massif ou pur; 2° des fragments composés de matières terreuses, et de minerai plus ou moins intimement mélangés; ils ont la grosseur d'une noix, et sont broyés de nouveau; 3° et enfin, des fragments de matières terreuses qui sont rejetés.

Les morceaux restés sur le crible, après avoir été soumis au lavage dans les cuves ou auges précédemment décrites, sont portés sur une table, et triés; il en résulte du minerai massif, du minerai à briser, et du minerai de rebut; les premiers sont réunis en tas, pour être soumis au traitement qui leur convient.

Les fragments de minerai mélangé, de la grosseur d'une noix, sont réduits par la batte à celle d'un pois, et ensuite passés dans le crible à main. Le laveur place dans son crible une certaine quantité de ces fragments, le plonge dans une grande cuve presque pleine d'eau, et l'y agite par secousses, pour amener à la surface les parties pierreuses ou légères, qu'il enlève ensuite au moyen d'une petite planche bordée de fer. Les premières de ces matières, ne contenant pas sensiblement de galène, sont rejetées. Les secondes, plus riches, sont recassées à la batte. Après avoir chargé le crible à plusieurs reprises, on obtient au fond de celui-ci une couche considérable de minerai qu'on peut considérer comme pur, et dont les portions les plus grosses se trouvent à la partie supérieure, tandis que les plus fines forment un lit, qui recouvre immédiatement le treillis du crible. On enlève alors la partie supérieure, en ménageant avec soin le lit de minerai fin, qui couvre le treillis du crible; il rend plus faciles les criblages suivants, et devient surtout utile dans l'opération que nous allons décrire.

Pendant le criblage, beaucoup de petites parcelles de minerai et de matières pierreuses, passent à travers le crible et s'accumulent au fond de la cuve. Lorsqu'elle en est remplie aux deux tiers, on fait écouler l'eau doucement, et on enlève le sédiment, qu'on met en tas.

On verse de nouvelle eau dans la cuve; on replace le sédiment sur le crible, muni de sa couche de minerai fin, et on secoue celui-ci, en enlevant de temps à autre, les matières légères qui viennent à la surface, pour les rejeter. Quant au minerai qui s'accumule sans cesse sur le treillis du crible, on l'enlève, de temps en temps aussi, pour le jeter dans la cuve, dans laquelle tombent d'elles-mêmes les particules de minerai très-fines, ainsi que quelques parcelles pierreuses.

Pour se débarrasser de ces dernières, on agite l'eau en rond dans la cuve, au moyen d'une bèche; et on réunit le minerai en tas dans un coin du fond, où on le prend au moyen d'une bèche à manche court pour l'emmagasiner en un tas distinct. Quant à la boue que l'eau de lavage tient encore en suspension, on la reçoit dans un bassin de dépôt.

2431. On traite toutes les boues par une nouvelle série d'opérations, qui s'exécute, au moyen d'un petit courant d'eau. On les place sur la caisse à débourber les schlamms, dont nous avons parlé, et on les soumet à l'action d'un courant d'eau, jusqu'à ce que, la plus grande partie des matières étrangères, étant emportée vers la partie inférieure de la caisse, le résidu acquiert la ténacité propre au minerai fin un peu plus riche. On le porte sur la table analogue aux tables jumelles.

Il y est placé, en très-petite quantité, sur le plan incliné qui en forme la tête, et on fait couler sur la surface une nappe d'eau, qui s'y divise en une foule de petits courants. Le minerai est bientôt entraîné le long du plan incliné, jusque sur la table, où ses diverses particules se déposent dans l'ordre de leurs densités. De temps en temps, le laveur aplatit la surface du dépôt avec sa pelle, afin de la rendre ferme et unie, pour que rien ne s'en échappe. Le même minerai fin, est soumis plusieurs fois de suite, à cette opération, jusqu'à ce qu'on obtienne un minerai riche, qu'on purifie encore dans la cuve à rincer. (Pl. 50, fig. 5, 6, 7).

Cette cuve contenant de l'eau et munie de son agitateur qu'on tourne rapidement, de manière à imprimer à l'eau un mouvement circulaire, on y verse, peu à peu, le minerai fin. Dès qu'il est disséminé dans le liquide, on frappe sur les parois de la cuve avec des marteaux ou de gros morceaux de bois, pour que le minerai gagne le fond. Les parties les plus légères, presque uniquement formées de matières de rebut, ne tombent que quand on a cessé de frapper. On fait écouler l'eau ; on enlève et on jette la boue, extrêmement pauvre, qui forme la partie supérieure du dépôt, et on trouve au fond de la cuve le minerai pur. Cette méthode est excellente ; on sépare ainsi très-bien, par exemple, la blende qui accompagne toujours la galène.

2432. Les procédés employés en Angleterre diffèrent réellement de ceux qui sont en usage sur le continent, malgré l'analogie de

quelques-uns des appareils anglais, avec les appareils allemands, auxquels nous les avons comparés. A défaut de renseignements positifs sur les résultats économiques de la méthode anglaise, nous reproduirons les réflexions que MM. Dufrenoy et Elie de Beaumont ont été conduits à faire, par un examen attentif des produits qu'elle fournit.

1° Le débourbage et le triage des minerais sont exécutés avec soin et promptitude. Ces opérations, entièrement analogues à celles des mines de Poullaouën, paraissent inférieures au débourbage sur les grilles à gradins de Saxe; opération, qui, en même temps qu'elle nettoie les minerais, a l'avantage de les classer en grains de différentes grosseurs.

2° Le cassage ou broyage, au moyen des cylindres à écraser, est beaucoup plus expéditif que celui qu'on exécute avec des battes; et, non-seulement, cette machine apporte une grande économie dans les dépenses du cassage, mais encore elle diminue la perte de la galène.

Ces cylindres remplacent aussi très-avantageusement le bocard à sec, employé dans quelques établissements, et notamment au Huelgoët. On doit donc considérer leur introduction, comme une des plus heureuses innovations, qui aient été faites dans la préparation mécanique des minerais.

3° Les cribles à secousses paraissent préférables aux cribles à main. Pour s'en assurer, il faudrait faire des expériences comparatives; cependant, on a remarqué que la quantité de minerai qu'on soumet à l'action du crible à secousses, est plus grande, dans le même temps, que celle qu'on peut cribler à la main, sans que la pureté des grenailles y soit moins parfaite.

4° Le système de lavage anglais diffère essentiellement de celui qu'on emploie en Bretagne. Tous les sables produits par le bocard, une partie de ceux qui proviennent des cylindres à écraser, les dépôts des cuves de criblage, et même une partie des dépôts boueux ou schlamms, sont lavés sur des tables analogues aux *caisses allemandes*; il n'y a que quelques dépôts extrêmement fins qui soient lavés sur les tables correspondantes aux tables jumelles; encore ces dépôts ont-ils été débourbés auparavant dans les caisses. En Bretagne, au contraire, les caisses allemandes sont destinées seulement aux dépôts du criblage, et au sable très-gros du bocard; tous les dépôts fins sont lavés sur des tables jumelles, dont l'inclinaison est très-faible, et sur lesquelles on n'admet qu'une lame d'eau très-mince.

5° Quant aux bassins de dépôts, ils sont construits avec beaucoup moins de soin qu'en France et en Allemagne; jamais, comme ces derniers, ils ne présentent ces longs retours sur eux-mêmes, qui leur ont fait donner le nom de *labyrinthe*. Il est probable que les

derniers dépôts, qui sont lavés avec avantage en France et en Allemagne, ne pourraient l'être de même, dans le Cumberland. Il y a lieu de croire, cependant, que l'introduction des tables à secousses permettrait de recueillir des dépôts, qu'on y néglige dans ce moment.

De ce système de lavage et de la disposition des bassins de dépôts, il résulte que le travail du Cumberland est plus expéditif que celui de la Bretagne, mais aussi qu'il donne des minerais moins purs, et qu'il occasionne des pertes plus considérables. En effet, on trouve souvent de l'avantage à reprendre les rebuts et à leur faire subir une nouvelle préparation. Cependant, comme le combustible est à très-bas prix, et la main-d'œuvre très-chère, il est possible qu'il y ait plus de profit à fondre du minerai moins pur, et à perdre quelques parties de galène, qu'à augmenter le nombre des opérations du lavage.

6° Enfin, l'appareil désigné sous le nom de cuve à rincer paraît devoir être employé dans les établissements où la galène est mélangée avec beaucoup de blende; car on retire d'un schlich, qui paraît très-net à l'œil, une quantité assez considérable de blende, en le tournant dans cette espèce de cuve.

FOURNEAUX EN GÉNÉRAL.

2455. Les fourneaux employés en métallurgie, peuvent être rangés en deux classes bien distinctes : les uns exigent une machine soufflante et sont, dans ce cas, désignés sous le nom de *fourneaux à courant d'air forcé;* les autres, qui n'en ont pas besoin, sont appelés *fourneaux à courant d'air naturel.*

Tout fourneau est composé de quatre parties principales, qui sont tantôt séparées, et tantôt confondues quant à la place, mais jamais quant à l'action.

Ces parties sont : le *foyer* ou la *chauffe*, la *bouche*, le *laboratoire*, et la *cheminée.*

Les matériaux employés pour la construction des fourneaux, doivent être bien choisis, et capables de résister à l'action prolongée de la chaleur. Ils ne doivent ni se fendre, ni éclater, ni se fondre. Dans quelques localités, on se sert de certains grès, mais, le plus ordinairement, ils sont construits en briques, faites exprès, avec un mélange d'argile choisie et de vieilles briques réfractaires non vitrifiées. On prétend que les briques, faites au moyen d'une forte compression, résistent plus longtemps.

Les diverses parties du fourneau doivent être reliées entre elles, au moyen de barres et de liens en fer forgé; ces *armatures* empêchent l'écartement des parois, causé par la dilatation qu'elles éprouvent.

Il est très-essentiel d'éviter la présence de l'humidité dans les

fourneaux, et surtout dans les fondations ; car non-seulement, l'eau qui s'introduit dans la maçonnerie, refroidit beaucoup le foyer et entraîne une dépense inutile de combustible, mais encore, en se vaporisant elle désagrège la construction, et il en résulte une dégradation rapide. On évite cet inconvénient, en ménageant à la base des fourneaux, des canaux ou évents, où l'air peut circuler, et par lesquels les vapeurs se dégagent. En général, et par ce motif, les fourneaux dits à réverbère, sont construits sur une voûte.

2454. Quand on dit que les matériaux employés dans la construction d'un fourneau, doivent être réfractaires, il faut distinguer ceux qui doivent résister simplement à l'action d'une chaleur forte et prolongée, de ceux qui doivent en même temps supporter l'influence des matières que l'on traite dans le fourneau. La silice pure, une argile très-siliceuse peuvent être parfaitement réfractaires dans le premier sens, et fondront néanmoins avec facilité, si elles sont chauffées en contact avec des bases énergiques. La magnésie pure ou mêlée de très-peu d'argile, donnerait aussi des briques réfractaires au feu, mais incapables de résister à l'action de la silice ou des silicates, qui se produisent si souvent dans les fourneaux.

Tout ce qu'on peut dire à ce sujet, c'est que beaucoup d'argiles ou de roches naturelles sont assez réfractaires au feu, pour être employées avec succès, quand aucun agent chimique n'intervient. Mais lorsqu'il faut, en même temps, résister à cette seconde influence, il faut choisir des matériaux avec excès de base, pour résister aux bases, et des matériaux avec excès de silice, pour résister aux acides.

L'intérieur des fourneaux de réduction, est formé d'un mélange de poussier de charbon et d'argile humectée, appelé *brasque*. Elle garantit leurs parois de l'action corrodante que pourraient exercer certaines terres et oxides métalliques; quelquefois, on les revêt en fonte. On donne à cette construction intérieure le nom de *chemise ;* celle-ci peut être renouvelée, sans qu'on soit obligé de détruire le fourneau.

Un fourneau neuf ne doit être employé, que lorsqu'il est parfaitement sec. On doit donc commencer par le chauffer avec beaucoup de précaution, et augmenter graduellement la température, avant la *mise en feu*, proprement dite.

Les relations et les formes des fourneaux, dépendent des opérations auxquelles ils sont destinés; elles varient suivant la nature du combustible, suivant la quantité de matière qu'on veut traiter à la fois, et le degré de température qu'elle doit éprouver. On conçoit que les bonnes proportions de celui qu'on emploie, exercent une grande influence sur le succès de l'opération. Aussi, nous bornerons-nous ici, à des considérations générales, renvoyant à l'article relatif à chaque métal, la description détaillée des appareils employés pour son traitement.

FOURNEAUX A COURANT D'AIR NATUREL.

2435. Cette classe ne renferme véritablement que les *fourneaux de grillage* et les fourneaux *à réverbère.*

Les fourneaux de grillage sont souvent eux-mêmes des fourneaux à réverbère ordinaires; mais dans beaucoup d'exploitations, on leur donne une autre disposition.

2436. Le grillage peut se faire sans fourneau, cette opération n'ayant pour objet que de chauffer le minerai au rouge, avec le contact de l'air ou même sans que ce contact soit nécessaire.

On emploie alors le *grillage en tas*, dont le traitement des minerais de cuivre donnera un exemple. L'opération se conduit, et le tas se dispose, comme s'il s'agissait de faire de la chaux en tas.

Le *grillage encaissé*, qu'on retrouvera pour les mattes cuivreuses, les minerais de plomb, etc., s'exécute comme le précédent, mais sur une aire encaissée par trois murs, qui règlent le tirage.

Enfin, on grille aussi dans des fourneaux, et alors un mot suffit pour en donner une idée, car ce sont des fourneaux semblables aux fours à chaux continus, ou bien des fourneaux à réverbère.

2437. Le *fourneau à réverbère* est ainsi nommé, parce qu'on supposait que les matières y étaient échauffées, non-seulement, par le contact immédiat de la flamme, mais encore, par l'irradiation de surface intérieure de la voûte. Ce qu'il y a de vrai, c'est que celle-ci, par sa position, force le courant d'air chaud à lécher les matières posées sur la sole.

Les avantages des fourneaux à réverbère sont bien réels. Leur travail est continu; ils n'ont pas besoin de machines soufflantes; on peut y suivre tous les changements de la matière que l'on traite, y ajouter d'autres substances et les mêler ensemble. Il est facile de les rapprocher ou de les éloigner de l'endroit où se développe la plus grande chaleur. Enfin, on peut arrêter l'opération quand on veut, et la recommencer sans grande préparation, ni perte de temps.

Dans ces fourneaux, le minerai que l'on veut traiter est séparé du combustible, et n'est soumis qu'à l'action de la flamme; avantage réel, quand on emploie la houille comme combustible, et qu'on traite des matières que le soufre peut altérer.

2438. On y distingue trois parties principales, qui sont : le *foyer* ou la *chauffe*, dans laquelle s'opère la combustion ; la *sole*, où l'on place les matières à traiter; enfin la *cheminée* qui est plus ou moins élevée.

La chauffe se compose de la grille sur laquelle on place le combustible; sa surface doit être en rapport avec la capacité du fourneau, et avec la section de la cheminée, afin d'obtenir un résultat avantageux. Les barreaux de la grille sont plus ou moins écartés, suivant la nature du combustible qu'on emploie; ils doivent l'être davantage

pour le bois que pour la houille, et plus serrés pour la houille menue que pour celle en gros morceaux. On rapproche d'autant plus la grille de la voûte, que la flamme du combustible est plus courte et moins volumineuse.

Le combustible est introduit dans le foyer, par une ouverture latérale ou supérieure qu'on ferme. et qu'il faut ouvrir ensuite le plus rarement possible, afin d'éviter l'introduction de l'air froid, qui abaisserait la température du fourneau. Ordinairement, la porte est en fonte et glisse dans des coulisses de même matière : dans quelques fourneaux, cette porte est fermée par une espèce de trémie qui verse sur la grille la houille nécessaire.

Le *cendrier* qui est placé au dessous de la grille, reçoit les cendres et les portions de combustible qui passent entre les barreaux. C'est lui qui fournit l'air qui se précipite à travers la grille et entretient la combustion; son orifice extérieur, qui doit avoir de grandes dimensions, est ordinairement en forme de voûte, et tourné vers le nord ou dans la direction des vents qui règnent le plus constamment dans la contrée. Quelquefois, l'air y est amené par de longs conduits.

2439. Dans le laboratoire du fourneau, on remarque trois parties principales : la *sole* ou *aire ;* l'*autel* ou le *pont*, et la *voûte* ou *réverbère*.

La sole est la partie du laboratoire sur laquelle se placent les matières soumises à l'action du feu. Sa surface est plane ou courbe, horizontale ou inclinée; elle est formée avec des matières propres à résister à la chaleur et au contact des matières que l'on traite. On peut refaire la sole ou du moins la réparer, sans arrêter l'opération, ce qui n'arrive pas avec les fourneaux droits. Les soles se font en briques nues, en fonte, en scories, en chaux, en marne, etc., selon la nature des opérations. Mais le plus souvent, on les construit avec du sable un peu argileux bien battu, ou avec de la *brasque*. A la partie basse de la sole, c'est-à-dire, à l'extrémité opposée de la chauffe, quand il s'agit d'opérer une fusion, on creuse un *bassin* ou *creuset*, dans lequel vient se rendre la masse fondue. On pratique au fond du creuset un canal qui se rend à l'extérieur, et conduit la matière dans les bassins de réception : ce canal est bouché, pendant l'opération, avec un tampon d'argile qu'on enlève pour faire écouler le métal; opération qu'on appelle faire la *percée* ou la *coulée*.

2440. L'*autel* ou le *pont*, est un petit mur qui sépare la chauffe de la sole; il est destiné à retenir les matières placées sur la sole. C'est vers ce point que la température est la plus élevée; on y place les matières à traiter, en les introduisant par les portes de travail, qu'on doit tenir exactement fermées pendant l'opération, afin d'obtenir le maximum de chaleur. Ces portes servent, à brasser, au besoin la matière en fusion.

La *voûte*, dont la forme surbaissée sert à projeter la flamme sur ces matières, doit être construite en briques réfractaires. Le laboratoire va en diminuant de la chauffe à la cheminée ; il ne doit y rester aucune cavité inutile, et, sauf des circonstances exceptionnelles, la sole ne doit jamais être plus large que le foyer. Ses dimensions sont déterminées, suivant les opérations, et d'après l'expérience acquise sur les fourneaux qui donnent les meilleurs résultats.

La *cheminée*, qui détermine le tirage, est placée quelquefois au-dessus du fourneau même, comme dans les fourneaux destinés à la fusion du bronze : on lui donne alors peu de hauteur. Quand le tirage doit être très-grand, elle est ordinairement placée à l'extrémité ou sur le côté. Entre elle et le fourneau, se trouve quelquefois, un canal incliné nommé *rampant*. Cette dernière disposition est employée quand on veut recueillir des poussières entraînées. Sa hauteur et sa section sont en rapport avec la surface de la grille, l'écartement des barreaux, et la nature du combustible. Sa hauteur est ordinairement de 8 à 10 mètres, quelquefois même de 15 à 20. On augmente ou on diminue sa section, au moyen d'un *registre* ou trappe, et on modifie ainsi la chaleur produite.

La température qui se développe dans un fourneau à réverbère construit dans de bonnes proportions, peut aller au degré nécessaire, pour que le fer doux entre en fusion.

2441. Dans ces dernières années, les fourneaux à réverbère destinés au grillage, ont reçu une modification essentielle. On avait jusqu'alors pensé que l'air chaud, après avoir traversé le foyer, contenait encore assez d'oxigène pour griller les minerais soumis à son action ; en ayant soin, on le conçoit bien, de rendre l'accès de cet air facile, et d'en fournir un excès à la flamme. Mais il restait toujours quelque incertitude sur le résultat, et la flamme pouvait varier de nature et d'effet pendant la durée de l'opération. On a corrigé cet inconvénient en Angleterre, en ménageant dans le pont de la chauffe, un canal qui s'ouvre sur la sole, par le moyen de quelques trous, et qui va communiquer avec l'air extérieur en dehors du fourneau. Il s'établit un appel dans ce conduit, et un air pur vient sans cesse se projeter sur le minerai, dont le grillage est ainsi, plus rapide et plus complet.

2442. M. Brunton a imaginé, dans ces derniers temps, un fourneau à réverbère, qui peut offrir des avantages réels sous le point de vue économique, en ce que l'opération y devient véritablement continue. La sole de ce fourneau peut tourner sur un axe vertical, qu'une machine met en mouvement. Le minerai placé dans une trémie, tombe au centre de la sole, et y forme un tas conique. Un râteau à palette, fixé au dessus de la sole, écarte peu à peu le minerai du centre vers les bords, et finit par l'engager dans un orifice de déchargement, d'où il tombe hors du fourneau.

Cet appareil, appliqué en Angleterre au grillage des minerais de

cuivre, y a obtenu, dit-on, un succès complet. Toutefois, en laissant de côté la dépense que le moteur occasionne, cette disposition nouvelle des fours de grillage, convenable peut-être en ce cas particulier, laisse encore beaucoup à désirer, sous un point de vue plus général.

En effet, la chauffe est à l'une des extrémités du fourneau, la cheminée à l'autre; le minerai tombe au centre de la sole, et gagne peu à peu la circonférence, qui va sans cesse dans son mouvement de rotation, du côté de la chauffe à la cheminée, pour revenir vers la chauffe, et ainsi de suite. Le minerai est donc alternativement chauffé, refroidi, puis chauffé encore. Porté chaud vers la cheminée, il cède sans nécessité sa chaleur à la fumée; revenant froid vers la chauffe, il absorbe en pure perte, une quantité de chaleur qu'il reporte de nouveau à la fumée.

2443. Pour tirer le meilleur parti d'un fourneau à réverbère, il faut donner aux matières un mouvement continu, inverse de celui de la flamme. Toutefois, dans le cas particulier du grillage d'une matière fusible, ces réchauffements et refroidissements alternatifs ne sont pas sans utilité; car ils produisent l'effet que l'on obtient ordinairement, en remuant la matière avec un râble.

Le principe qu'on vient d'énoncer, a dirigé les constructeurs, dans la disposition des nouveaux fours de grillage et de fusion, employés dans quelques usines à cuivre de l'Angleterre. Trois soles superposées communiquant par des trappes pratiquées dans l'épaisseur des voûtes, servent à effectuer le grillage et la fusion simultanément. La flamme passe sur la première, parcourt la seconde, puis la troisième avant de se perdre dans la cheminée. La matière arrive, au contraire, sur la troisième sole, y séjourne et tombe ensuite sur la seconde, où on l'étale. Après un second séjour, on la fait tomber sur la première, où l'opération se termine. Sur la troisième sole, la matière s'échauffe et commence à se griller; sur la seconde, le grillage s'achève; sur la troisième, la fusion s'accomplit. On a donc réalisé, autant que faire se peut, le système des marches inverses qui est indiqué, par le raisonnement, comme le plus favorable à un chauffage économique.

DES MACHINES SOUFFLANTES.

2444. On ne peut pas toujours se contenter de l'effet des fours à réverbère simples, ou modifiés, que l'on vient de décrire, pour effectuer les grillages intenses que certaines opérations métallurgiques peuvent exiger. Le raffinage du cuivre, l'affinage des plombs d'œuvre, par exemple, veulent un courant d'air plus énergique et plus pur, qu'on verse sur la sole, au moyen d'un soufflet ou d'une machine soufflante.

De même, dans les fourneaux, où l'on ne dispose que d'une cheminée très-basse, ainsi que dans ceux où la cheminée plus élevée est remplie elle-même de matière à fondre, on ne peut obtenir un tirage

suffisant, et l'on est obligé de recourir à l'emploi d'un vent forcé. Tel est le cas des fourneaux à manche, qui sont trop bas, pour marcher sans aide. Tel est aussi le cas des hauts-fourneaux, qui, plus élevés, ne présenteraient pourtant qu'un tirage imparfait, parce qu'en les chargeant, comme on fait, dans toute leur hauteur, la fumée se refroidit trop, et sa marche est trop contrariée par les détours sans nombre qu'elle doit parcourir. Il faut donc ajuster à ces fourneaux des machines soufflantes.

Tantôt, les souffleries lancent directement l'air dans le fourneau; tantôt, l'air est comprimé dans un réservoir, d'où il s'échappe avec plus de régularité.

2445. Les machines soufflantes se divisent en *soufflets* proprement dits, *pompes soufflantes* ou *soufflets à piston*, *soufflets hydrauliques* et *trompes*.

Les soufflets employés en métallurgie sont de deux sortes, et sont construits sur les mêmes principes que les soufflets domestiques dont ils ont, à peu près la forme. Les uns sont en cuir : on les abandonne successivement à cause de leur prix élevé et de leur peu de durée. Les autres sont en bois, et se composent de deux coffres pyramidaux placés horizontalement, dont le supérieur, qui est mobile, rentre dans l'autre; l'inférieur, qui est fixe, porte la *buse*, et il est garni à son fond d'une soupape, qui s'ouvre de dehors en dedans. Lorsque le coffre supérieur s'élève, l'air entre par la soupape; il s'échappe par la buse, lorsqu'il s'abaisse. On dispose deux soufflets, l'un à côté de l'autre, s'ouvrant et se fermant alternativement, quand on veut obtenir un vent continu.

Ces soufflets ont un grand défaut; l'air n'en est pas expulsé entièrement, et le fond des caisses ne pouvant pas se toucher, une partie de l'effet du moteur est consommée en pure perte; en outre, les frottements sont considérables et les réparations fréquentes.

2446. On préfère, aujourd'hui, les pompes soufflantes ou soufflets à piston, dont l'application est assez récente. Elles sont composées d'une caisse, dans laquelle monte et descend un piston de même diamètre, garni de manière à ce qu'il ne perde point d'air. Comme, dans ces machines, la base du piston vient toucher le fond de la caisse, tout l'air est chassé, et on évite l'inconvénient propre aux soufflets ordinaires.

Quand les pompes soufflantes sont en bois, on leur donne la forme carrée; quand elles sont en fonte, on leur donne la forme cylindrique; il y en a qui sont formées de quatre plaques de marbre poli, convenablement assemblées. Le piston est ordinairement construit comme celui des machines à vapeur.

Dans une machine en bois, à piston, mue par une roue hydraulique à chute supérieure, l'effet utile est égal au quart, ou au cinquième de la force employée.

Afin d'obtenir un vent continu, on place parallèlement deux caisses semblables, dont l'une s'abaisse quand l'autre s'élève. Cependant, elles donnent encore un vent très-inégal et nécessitent l'emploi du régulateur.

Les meilleures machines soufflantes, sont les machines métalliques à piston. On en fait, en Angleterre, d'une dimension qui s'élève jusqu'à près d'un mètre de diamètre pour le piston. Les cylindres et les pistons en fonte sont construits avec le même soin que s'il s'agissait d'une machine à vapeur; seulement, rien n'empêche ici de garnir le piston en cuir, et les constructeurs profitent de cette liberté, qui permet de construire le piston exact avec une bien moindre dépense.

Au moyen d'une machine soufflante à piston, comme celle qui est représentée pl. 65, on peut obtenir au moins 300 mètres cubes d'air par minute; la pratique réalise à un vingtième près, l'effet indiqué par le calcul d'après la capacité du cylindre, le nombre des courses du piston et leur étendue. En général, on fait exécuter au piston quatorze ou seize levées par minute, et on lui donne une course un peu inférieure à son diamètre.

On consacre au service de ces pompes des machines à vapeur de cinquante et même cent chevaux.

2447. Les appareils que nous avons décrits, occasionnent une grande perte de force motrice, ou bien exigent une mise de fonds considérable. On a donc cherché à se procurer des appareils meilleurs ou moins chers. On n'a rien produit de mieux que la pompe soufflante, mais on a créé des appareils qui ont leur genre d'utilité et que nous allons faire connaître.

Martin Triewald imagina, dans le dernier siècle, une machine fort simple, qui consiste en deux caisses renversées dans l'eau, munies de soupapes, et suspendues chacune à l'extrémité d'un balancier; en sorte que, lorsque l'une d'elles s'élève, elle se remplit d'air par une ouverture, qui se ferme au moyen d'une soupape, lorsqu'elle redescend. Pendant ce dernier mouvement, l'air se trouvant comprimé en raison de la diminution de l'espace compris entre le fond de la caisse, et la surface de l'eau, s'échappe par une autre soupape, se rend dans le réservoir, et de là dans le fourneau.

2448. Un autre appareil consiste en un cylindre à fonds plats, espèce de tonneau dont l'axe horizontal se meut, entre des coussinets. A l'extérieur, est placé un levier qui sert à imprimer au tonneau, un mouvement de va et vient, en lui faisant décrire un arc de cercle. Cette caisse est divisée en deux compartiments au moyen d'une cloison imperméable à l'air, et qui descend verticalement jusqu'aux deux tiers de sa hauteur; à chaque fond de la caisse sont placées deux soupapes, dont l'une s'ouvre en dehors et l'autre en dedans: elles servent à aspirer et à expulser l'air. La caisse est remplie d'eau jusqu'au niveau de l'axe et un peu au dessus du bord inférieur de la

cloison ; deux flotteurs empêchent qu'il se produise une trop grande agitation dans le liquide, lorsqu'on fait mouvoir la machine.

Il est facile de se rendre compte du jeu de cet appareil ; on conçoit que l'eau occupant toujours le même espace quelle que soit la position de la machine, l'air doit être fortement comprimé dans la partie comprise entre la cloison, la surface du liquide, et les parois de la caisse, au moment où l'eau abandonne l'un des compartiments pour se porter dans l'autre. Il tend donc à s'échapper par la soupape, avec d'autant plus de force, que la différence de niveau dans les deux compartiments, est plus grande. De telle sorte, que l'eau, en changeant de place, aspire l'air d'un côté, et l'expulse, au contraire, de l'autre, au moyen du jeu des soupapes. Afin d'avoir un vent à peu près continu, on établit deux machines semblables, et on les combine de manière que l'une aspire l'air, au moment où l'autre le chasse dans la tuyère.

2449. Parmi les anciennes machines soufflantes, l'une des plus simples et des plus ingénieuses, est celle qui est connue sous le nom de *trompe*, et qu'on emploie dans tant d'usines des Alpes ou des Pyrénées.

L'effet des trompes est fondé sur la propriété que l'eau possède d'entraîner avec elle, lorsqu'elle tombe avec vitesse, une certaine quantité d'air qu'elle laisse dégager ensuite. Ces machines sont employées avec avantage, dans les pays de montagnes où les chutes d'eau se rencontrent fréquemment. Elles consistent en un tuyau de bois ou cylindrique ou carré, d'environ 7 mètres de hauteur et 20 centimètres de diamètre ; il est placé verticalement ; la partie supérieure, ou l'étranguillon a la forme d'un entonnoir allongé : vers sa partie étroite, sont quatre ouvertures obliques, qu'on nomme *trompilles*, par lesquelles l'air environnant peut entrer dans le tuyau, et se mêler avec l'eau. Celle-ci, amenée par un canal placé au dessus de la trompe, s'y précipite par l'étranguillon, et produit un courant qui fait entrer l'air par les trompilles ; elle enveloppe cet air et l'entraîne avec elle, dans une caisse où, tombant sur une pierre, elle s'en sépare et s'échappe par des trous percés au fond de la caisse. L'air séparé de l'eau, et pressé par ce liquide, est chassé avec force dans le portevent, qui le conduit dans le fourneau.

Les expériences de MM. Tardy et Thibaud, prouvent que l'hygromètre ne s'élève pas à l'humidité extrême, dans l'air que la trompe renferme. Il s'y maintient seulement entre 90 et 92 degrés, ce qui s'en approche beaucoup, comme on voit ; mais les effets de cette humidité ne sont peut-être pas aussi à craindre qu'on l'a avancé.

2450. Du reste, les avantages des trompes sont bien réels, et tiennent au prix très-bas de premier établissement, et à la dépense si minime, que coûte leur entretien. Un tronc d'arbre évidé, posé sur une barrique, fournit une trompe suffisante pour le service d'un feu

fort actif; mais, pour une trompe, il faut une chute d'eau d'environ cinq mètres, ce qui ne se rencontre guère que dans les pays de montagnes, et d'ailleurs cet appareil ne produit pas à beaucoup près l'effet utile que l'on peut obtenir d'une bonne soufflerie à pistons.

M. D'Aubuisson, en s'appuyant sur des expériences faites avec des trompes bien établies, trouve que l'effet utile varie de 0,10 à 0,15 dans une trompe de cinq mètres de hauteur. On peut donc admettre, terme moyen, qu'une trompe réalise le dixième de la force motrice du courant.

2451. *Des régulateurs.* Afin de donner plus de régularité à l'action du vent produit par les machines soufflantes, et surtout par les soufflets hydrauliques; on place entre le fourneau et la machine, une caisse ou réservoir, qu'on nomme *régulateur*. Il y en a de plusieurs espèces.

Le régulateur à eau, qui a beaucoup d'analogie avec le soufflet hydraulique, consiste en une caisse renversée, dans laquelle se rend l'air qui sort de la machine soufflante. Cette caisse est tantôt fixe, et tantôt mobile; dans le premier cas, c'est le liquide qui s'abaisse lorsque l'air entre dans le réservoir, et qui remonte, lorsque l'air s'échappe par les conduits, qui le portent dans le fourneau; dans le second, elle présente les mêmes dispositions que les gazomètres employés pour recevoir et débiter le gaz de l'éclairage. En réglant convenablement le poids qui comprime l'air, on parvient à lui donner la vitesse convenable.

On emploie dans quelques usines d'Angleterre, comme régulateur, des *caves à air*; ce sont de vastes voûtes construites en maçonnerie ou creusées dans le roc, suivant les circonstances, et dans lesquelles on fait entrer l'air chassé par les machines soufflantes. Cet espace étant très-considérable, en comparaison de celui des pompes soufflantes, l'air y prend une densité moyenne qui est, à peu de chose près, toujours la même. Ces réservoirs, qui ont le grave inconvénient de perdre beaucoup d'air, sont en outre très-dispendieux à établir.

Aujourd'hui, on leur substitue des sphères ou des cylindres terminés par des calottes sphériques. On construit ces appareils en tôle soigneusement rivée. On leur donne douze ou quinze fois le volume de la pompe soufflante.

Les régulateurs secs ont, surtout en été, quelque avantage sur les régulateurs à eau; non que la présence de l'humidité soit fort redoutable, mais c'est qu'à volume égal, ils contiennent et fournissent plus d'air réel. Il faudrait agrandir les buses ou augmenter la pression, pour obtenir le même effet d'un régulateur humide.

Afin de pouvoir connaître à chaque instant la compression qu'éprouve l'air dans ces machines, et les variations qui peuvent avoir lieu dans sa force élastique, ces régulateurs sont munis d'un manomètre à eau ou à mercure.

FOURNEAUX A VENT FORCÉ.

2452. Dans ces sortes de fourneaux, la substance à fondre et le combustible sont en contact; ils ont, ordinairement, une forme cylindrique ou conique, quand ils sont bien conçus. Le combustible qu'on y emploie est presque toujours à l'état de charbon. Cependant, on peut y brûler du bois à l'état naturel, et coupé en petits morceaux, ainsi qu'on le pratique en Russie et en Suède sur de hauts-fourneaux.

L'intérieur ou le vide de ces fourneaux peut offrir un prisme droit, comme dans les anciens fourneaux à manche; un assemblage de pyramides ou de cônes, comme dans les hauts-fourneaux à fer; ou même un véritable cylindre. Leurs dimensions varient à l'extrême. Il en est qui ont jusqu'à 20 mètres de haut. D'autres, sont très-bas, comme les *foyers de forge*, les *forges catalanes*, et le *fourneau écossais*.

A la partie supérieure du fourneau, est un orifice par lequel on introduit la substance à fondre et le combustible. Les matières fondues s'écoulent par un orifice plus ou moins grand, placé à la partie inférieure. Quand le fourneau marche bien, la charge s'exécute à des intervalles de temps égaux : il en est de même pour la sortie des matières. Dans le cas contraire, lorsque la matière n'est pas assez fluide, et que les matières ne descendent plus, on cherche à dissiper cet engorgement, soit en augmentant la chaleur du fourneau, soit par l'addition de fondants.

L'orifice d'entrée des matières est appelé *gueulard*. Celui qui sert à l'introduction de l'air se nomme *trou de tuyère* : il peut y en avoir plusieurs, de même qu'il peut y avoir plusieurs orifices de *coulée* ou de *percée*, qui servent à l'écoulement des produits.

2453. Ordinairement, on garnit l'ouverture de la tuyère d'un tuyau. Quelquefois, elle s'avance au delà de la paroi intérieure du fourneau, et porte le vent beaucoup plus loin, comme dans les foyers de forge; mais dans les hauts-fourneaux où la chaleur est considérable, elle n'est jamais saillante. Dans quelque cas, on l'enveloppe d'un cylindre creux, dans lequel on fait arriver de l'eau qui sert à la rafraîchir, et empêche sa destruction.

Dans les fourneaux à manche, on ne peut prolonger la tuyère dans l'intérieur du fourneau, mais le courant d'air finissant par solidifier les matières qui s'amassent continuellement vers la tuyère, celles-ci forment une espèce de cylindre creux, qui sert de prolongement, et par où s'échappe le vent; les fondeurs lui ont donné le nom de *nez*. S'il est très-avantageux de le conserver dans les fourneaux à manche, il n'en est pas de même dans les hauts-fourneaux à fer; aussi a-t-on soin de l'empêcher de se former.

La tuyère reçoit les buses ou canons des soufflets : elle est susceptible d'éprouver un mouvement d'inclinaison ou de déclinaison; car sa direction exerce une grande influence sur la conduite des opéra-

tions ; il faut qu'en la faisant plonger ou en la relevant, on puisse porter le lieu du maximum de la chaleur où l'on veut.

On conçoit que la combustion la plus rapide a lieu vers la tuyère, et un peu au dessus, l'air en s'échappant de cet orifice, tendant à s'élever par la dilatation qu'il éprouve.

2454. L'opération de la fonte des minerais, dans ces sortes de fourneaux, est difficile, car une fois les matières et le combustible introduits dans leur intérieur, on ne peut plus agir sur eux immédiatement; on ne juge de l'état de l'opération qu'à des signes peu certains; tels que, l'obscurcissement de la tuyère ; l'épaisseur ou la fluidité trop grande des scories ; leur couleur et celle de la flamme ; le bruit que fait l'air en traversant les matières ; et celui qui résulte de leur chute, quand elles descendent par secousses. Les dérangements de ces fourneaux se corrigent par l'augmentation ou la diminution du vent, l'addition ou la diminution du combustible, des fondants, etc.

Les variations dans la qualité du combustible et la pureté des minerais, les changements dans la marche des machines soufflantes, les dégradations du fourneau, l'inattention des fondeurs, sont autant de causes qui concourent à déranger la marche du fourneau.

2455. Les hauts-fourneaux n'étant employés que dans le traitement des minerais de fer, on les décrira d'une manière spéciale, dans le chapitre qui les concerne.

Les fourneaux à manche, servent à fondre les minerais de plomb, de cuivre, d'étain, etc. Ils sont peu élevés, et se chargent par devant; à leur partie inférieure, est un plan incliné appelé *foyer*, couvert de brasque pesante. Le métal fondu coule le long de ce plan, sort par un trou nommé *œil*, qui est pratiqué au bas de la chemise, et il se rend par une rigole, appelée *trace*, dans un bassin creusé dans de la brasque, et qu'on nomme *bassin d'avant foyer*, ou *bassin de réception*. Ce dernier est en avant du corps du fourneau et pour ainsi dire à l'extérieur. Ce bassin, plus haut que le sol de la fonderie, est percé dans son fond, d'un trou qu'on peut ouvrir et boucher à volonté avec de l'argile. Lorsque le bassin de réception est plein de métal, on ouvre ce canal, et le métal se rend dans un second bassin plus bas, qui se nomme *bassin de percée*. Les scories qui surnagent, restent dans le bassin de réception. Le devant du fourneau, que l'on appelle *poitrine*, est fermé dans sa partie inférieure par des briques ou des pierres, et peut être démoli et reconstruit aisément, car souvent le fondage ne dure guère qu'une semaine.

Ces fourneaux ont quelquefois deux bassins d'avant-foyer, et deux bassins de réception; et par conséquent deux œils, dont l'un est bouché pendant que le métal coule par l'autre. Cette disposition a pour objet d'éviter d'arrêter la fonte pendant la coulée.

La hauteur que l'on donne ordinairement à ces fourneaux, est de 2, ou 2,50 mètres; ceux qui ont plus de 4 mètres, portent le nom de

demi-hauts-fourneaux, et ne peuvent plus être chargés par devant.

Les *fourneaux écossais* et *foyers de forges*, qu'on nomme aussi *bas-fourneaux*, rentrent dans les généralités ci-dessus, et seront, d'ailleurs, décrits à l'article des métaux qui nécessitent leur emploi.

2456. On a introduit récemment, dans le chauffage des hauts-fourneaux, un principe nouveau qui pourrait avoir les conséquences les plus graves pour toutes les industries métallurgiques. On admettait généralement, que l'air le plus froid était aussi, par sa densité, celui qui convenait le mieux à la production de la haute température qu'un fourneau est destiné à développer; on a été conduit, tout au contraire, depuis peu, à remplacer l'air froid par un poids égal d'air le plus chaud possible. On dispose, à cet effet, à la suite de la machine soufflante, une série de tuyaux en fonte, chauffés au rouge, et on oblige l'air à les traverser avant de parvenir dans le haut-fourneau. Cet air chaud développe une température un peu plus élevée, et fond une quantité de matière bien plus grande. Voici comment M. Clément explique le fait, qui est surtout remarquable en ce que l'on trouve un effet de fusion fort supérieur à ce que l'on aurait pu espérer de l'élévation apparente de la température, qui, du reste, n'a pas été mesurée, on le conçoit bien.

En admettant, pour fixer les idées, que l'air froid développe une température de 1800 degrés, en opérant la combustion du charbon, et qu'il en faille 1750 pour fondre le minerai, on conçoit que les causes les plus légères pourront empêcher la fusion. Si on porte l'air, à l'avance, à 400 degrés, celui-ci, en agissant sur le charbon, produira une température, qui pourra s'élever à 2200 degrés, et alors, les oscillations accidentelles ne pourront jamais la ramener au dessous de 1750, et tout le minerai fondra. En admettant l'exactitude des faits que l'on annonce, et qui seront exposés plus en détail à l'occasion du fer, cette explication paraît bien la seule que l'on puisse en donner.

Il faudrait en conclure que, toutes les fois que la température sera très-supérieure à la température utile, l'emploi de l'air chaud serait sans objet. Quand, au contraire, le maximum de chaleur développé par la combustion ordinaire, se trouvera trop près de la température utile, il deviendra convenable d'échauffer l'air, pour mettre entre les deux points une distance, qui rende leur confusion plus difficile.

Ainsi, pour les températures basses, l'air chaud serait au moins inutile, et son effet sera d'autant plus avantageux, que les températures nécessaires seront plus élevées. Sous ce rapport, l'industrie qui en a fait la première application ne pouvait être mieux choisie. Mais ce n'est certainement pas la seule, qui puisse mettre ce principe à profit, et presque tous les métaux offrent des méthodes d'extraction où elle serait applicable. Les minerais d'étain, de cuivre, de plomb, par exemple, pour nous borner aux métaux qui s'exploitent sur une grande échelle, sont soumis à des méthodes de fondage, qui se

prêtent à l'application de ce nouveau procédé, tout aussi bien que les minerais de fer.

Cependant, les avantages de l'air chaud resteront encore, pendant quelques années, confinés dans les travaux de fondage du fer. Les autres industries doivent attendre que l'on ait apprécié, par un emploi soutenu, ses avantages et ses inconvénients, et que l'on soit arrêté sur les dispositions des appareils, dont une longue pratique pourra seule rectifier les défauts inséparables d'une première création.

2457. Les fourneaux employés dans les arts métallurgiques peuvent se rencontrer dans des localités telles, que l'on soit forcé d'en étudier les conditions avec soin, sous le rapport de la simple commodité ou même de la salubrité. On peut donc être dans le cas de les rendre fumivores, quand ils sont alimentés par de la houille, et cette condition se réalise, à l'aide de dispositions qui portent, sur la fumée, des courants d'air frais, plus ou moins intenses, pour en brûler les portions charbonneuses.

La salubrité peut exiger des appareils plus compliqués et plus dispendieux; en effet, on a quelquefois à griller des minerais arsénifères, et souvent des minerais sulfureux. Dans le premier cas, des chambres de condensation sont toujours disposées en avant de la cheminée; elles servent à recueillir l'acide arsénieux. Mais il est douteux, que leur effet suffise à une condensation complète.

Les fourneaux de grillage employés pour les minerais qui renferment du soufre, produisent des quantités plus ou moins grandes d'acide sulfureux; et, quand l'opération s'exécute sur une vaste échelle, il devient nécessaire d'en garantir les lieux circonvoisins. On y parvient, en jetant tous les produits du grillage, dans une vaste cheminée qui les porte à une très-grande hauteur dans l'atmosphère. On a construit des cheminées de ce genre d'une hauteur de 30 à 50 mètres. Elles ont pour objet de forcer les gaz à se disséminer dans un grand volume d'air, avant qu'ils puissent retomber près du sol.

Cette méthode ne suffirait pas toujours. La cheminée générale doit alors être précédée d'un canal, qui renferme de l'eau, courant en sens inverse du gaz, et y pénétrant à l'aide d'un bassin percé de trous, qui la divisent en pluie fine. On trouvera des détails sur une application de ce système, à l'occasion du traitement du cuivre en Angleterre.

2458. Nous ne terminerons pas cet aperçu rapide des diverses dispositions en usage pour la construction des fourneaux, sans dire un mot des tentatives plus ou moins suivies qui ont été faites pour utiliser la chaleur que l'on regarde comme perdue dans leur travail, celle de la fumée qui en sort.

Dans beaucoup de fourneaux métallurgiques, la fumée s'échappe incandescente. Quand ils n'ont pas de cheminée ou que celle-ci est très-courte, on aurait grand tort de chercher à refroidir cette fumée,

pour en utiliser la chaleur, car on perdrait plus, en diminuant le tirage, qu'on ne gagnerait dans la nouvelle opération superposée au travail principal. On a moins à craindre cet inconvénient, quand l'appareil possède une cheminée élevée.

Les applications que l'on a tentées pour tirer parti de la flamme, sont toujours des chauffages qui exigent peu de soin, comme la calciuation de la chaux, la cuisson des briques, l'évaporation de liqueurs salines, le chauffage des chaudières à vapeur, etc. Toutes ces superpositions ne sont pas sans inconvénient, et obligent souvent à sacrifier, dans la marche de l'opération principale, une partie plus ou moins considérable du bénéfice que l'opération accessoire peut procurer. Toutefois, il est des cas où leur adoption, sagement calculée, peut servir à rectifier les défauts d'un appareil mal combiné, et permet ainsi de tirer parti du combustible qu'il consomme à perte.

Mais, si on se reporte aux principes généraux qui doivent présider à la construction de tous les appareils de chauffage, on voit que les avantages de ces superpositions peuvent s'obtenir au profit de l'opération elle-même, par une disposition plus rationnelle du fourneau.

En effet, le but que l'on doit se proposer dans tout fourneau, consiste à rendre l'opération continue, et à faire marcher la matière en sens inverse de la flamme. Quand on satisfait à cette double condition, il est bien clair que toute superposition est inutile; car, si la flamme sort avec excès de température, c'est une preuve que la charge est trop faible, et qu'il faut prolonger l'espace qui la renferme. C'est ce qui arrive dans les hauts-fourneaux, les demi-hauts-fourneaux, les fourneaux à manche, et en général dans les fourneaux droits.

2459. Les fourneaux à réverbère, à un seul étage, ne présentent pas l'application du principe de la continuité. C'est un défaut grave, qui n'a été corrigé que très-imparfaitement par l'addition d'un ou deux étages, qu'on a essayé de placer au-dessus du premier. On conçoit donc que les fourneaux à réverbère, peuvent donner lieu à l'application des opérations accessoires, énoncées plus haut.

Mais il vaudrait mieux, sans doute, étudier les fourneaux à réverbère, dans le sens de la continuité rationnelle du travail, et tâcher d'y faire parvenir les matières, peu à peu, en les dirigeant en sens inverse du courant que produit la flamme. On ne voit pas trop ce qui pourrait s'y opposer dans la plupart des cas, et si les matières descendaient sur la sole, au moyen d'un plan incliné, placé en avant de la cheminée, la fumée aurait tout le temps de se refroidir au degré convenable, avant de pénétrer dans celle-ci, et ne conserverait ainsi que la température utile au tirage.

CHAPITRE II.

Exploitation des mines de zinc.

NOTICE *sur les mines et usines à zinc de la Silésie supérieure;* par M. Manès. *Annales des mines.* T. XII, p. 249, 1re série.

NOTICE *sur le gisement, le mode d'exploitation et le traitement métallurgique des minerais de zinc en Silésie et en Pologne*; par MM. Lesoinne et Aug. Perdonnet. *Ann. de l'industrie*, T. IV, p, 505.

FUSION *des minerais de zinc en Angleterre;* par M. Mosselman. *Ann. des mines,* T. X, pag. 485, 1re série.

MÉMOIRE *sur l'extraction du zinc contenu dans la blende de Davos*; par M. de Villeneuve. *Ann. des mines.* T. IV, p. 105, 2e série.

MÉMOIRE *sur un gisement de blende dans le département du Gard, et sur la possibilité d'en tirer parti;* par M. Varin. *Ann. des mines,* T. VI. p. 446, 2e série.

2460. Le zinc se rencontre dans la nature à l'état de sulfure ou d'oxide, mélangés ou combinés avec d'autres corps. Il en résulte plusieurs composés qui ne sont pas tous appliqués à l'extraction de ce métal, mais que nous devons néanmoins signaler d'une manière générale.

Le sulfure de zinc se trouve rarement isolé en masse considérable, mais il accompagne quelquefois d'autres filons métallifères, et en particulier ceux de sulfure de plomb. A une époque où l'emploi de ce métal était très-limité, on l'extrayait surtout de ce genre de minerai, et la principale exploitation s'opérait à Goslar d'une manière accidentelle par le traitement des minerais de plomb ou de cuivre contenant du sulfure de zinc. Les *cadmies* des fourneaux dans lesquels on traitait les minerais zincifères pouvaient alors suffire à la consommation; mais à mesure que l'usage du laiton s'est répandu, et quand le zinc lui-même a reçu d'utiles applications, on a dû chercher à retirer le zinc directement de ses mines.

Les mines de zinc que l'on exploite ordinairement sont les *mines calaminaires.* Le zinc s'y trouve à l'état de carbonate et de silicate secs ou hydratés. Ces quatre espèces constituent des mélanges indéfinis souvent colorés par du per-oxide de fer; ce qui établit la distinction des calamines *blanches* qui ne sont pas ferrugineuses et des calamines *rouges* qui sont ferrugineuses.

Ces diverses combinaisons d'oxide de zinc, de silice, d'acide carbonique et d'eau se trouvent dans les mêmes gisements, mais en quantités très-inégales. Le carbonate sec de beaucoup le plus abondant se présente quelquefois en stalactites, ou même à l'état cristallin dans divers dépôts métallifères en Sibérie et en Carinthie. Il forme aussi des

gîtes particuliers appartenant tantôt au terrain intermédiaire, comme ceux de Bleiberg en Carinthie, de Limbourg, près d'Aix-la-Chapelle; tantôt au Zechstein, qui en est quelquefois entièrement imprégné comme au Harz, ou bien qui le contient en couches subordonnées comme en Silésie et beaucoup d'autres localités. On a quelquefois aussi remarqué sa présence dans les terrains tertiaires, à Passy, près de Paris, par exemple, mais il s'y trouve toujours en quantités très-petites.

Le carbonate hydraté est un minéral rare à l'état pur, mais il se trouve mêlé probablement dans plusieurs des dépôts précédents.

Le silicate de zinc se rencontre presque partout où l'on trouve le carbonate, tantôt mêlé dans la masse même, plus rarement cristallisé dans l'intérieur des cavités qu'elle présente.

Le sulfure de zinc se rencontre rarement seul en gîtes considérables, mais il se trouve souvent associé au sulfure de plomb ou à d'autres sulfures métalliques, et peut en être séparé assez économiquement par des moyens mécaniques pour que son exploitation devienne facile et lucrative; d'autant plus, que le traitement des autres sulfures mêlés avec lui exigent la séparation préalable du sulfure de zinc qui autrefois était rejeté. Mais on possède aujourd'hui des procédés de traitement certains qui rendent ce sulfure intéressant à conserver.

Enfin, on a trouvé récemment des combinaisons d'oxides de zinc, de fer et de manganèse dans le Newjersey, près la ville de Franklin. Ce minerai assez abondant pourrait donner lieu par suite à quelque exploitation.

2461. Nous n'avons à considérer pour le moment que l'exploitation de la *calamine*, mélange de carbonate de zinc sec ou hydraté et de silicate de zinc, et celle du sulfure de zinc. Le principe sur lequel repose l'exploitation de ces sortes de mines est fort simple. On ramène le zinc à l'état d'oxide, en grillant la mine. Si c'est une calamine le gaz acide carbonique et l'eau se dégagent; si c'est une blende, le soufre se transforme en acide sulfureux, et le zinc en oxide. Dans tous les cas, c'est donc sur l'oxide de zinc qu'on opère ensuite. On le mêle avec du charbon et on chauffe le mélange tantôt dans un appareil vertical fermé par en haut, et ouvert en bas de manière que le zinc fondu ou vaporisé s'écoule ou se précipite dans le récipient placé à la partie inférieure; tantôt dans des cylindres horizontaux communiquant avec des réservoirs, de manière à produire une véritable distillation du métal.

Quel que soit le procédé qu'on emploie, on perd ordinairement une assez forte proportion de zinc. Il est probable que celui-ci reste en partie à l'état de silicate, en raison de la quantité plus ou moins grande de silice que les minerais contiennent. L'addition d'une base alcaline, telle que la chaux ou la potasse qu'on fournit ordinaire-

ment en ajoutant du tartre au minerai, peut servir à prévenir cet inconvénient. Il en est de même du sel marin qu'on ajoute quelquefois.

L'analyse des résidus jetterait beaucoup de jour sur ce point que l'on doit regarder comme bien important, s'il est vrai que dans le traitement actuel la perte s'élève souvent au quart de métal contenu dans le minerai. Cette perte est trop forte pour qu'on puisse admettre qu'elle est due à la volatilisation du métal.

GRILLAGE DES MINERAIS DE ZINC.

2462. Le grillage des minerais de zinc est indispensable pour les blendes et très-profitable pour les calamines. Dans le premier cas, il s'agit de convertir le sulfure de zinc en oxide; dans le second, l'expulsion de l'eau et de l'acide carbonique donne au minerai une porosité favorable à sa facile réduction.

Grillage de la blende. Le grillage des blendes a été tenté à plusieurs reprises, mais avec des succès divers. On peut griller la blende sans addition, ou bien avec addition de chaux.

On a grillé au four à réverbère de la blende sans addition à la fonderie de laiton de Jemmappes. Le grillage est très-facile, la matière reste pulvérulente, ne s'agglutine pas et n'exige d'autre soin qu'un remuage fréquent destiné à renouveler les surfaces exposées à l'air. Les outils en fer ne sont pas altérés. Dès que la blende commence à s'échauffer, elle s'enflamme; quand le soufre cesse de brûler, on ne voit plus qu'un peu de fumée qui diminue peu à peu et qui disparaît dès que le grillage est terminé. Cent parties de blende donnèrent dans ce travail 82 de blende grillée qui contenait d'après M. Berthier

Oxide de zinc.	88,5
Oxide de fer.	7,0
Matières terreuses et blende. .	4.5
	100,0

L'absence du sulfate de zinc est remarquable; elle montre qu'on avait élevé très-fortement la température. Il ne faudrait pas compter sur ce résultat dans la pratique ordinaire, car il est difficile à concilier avec l'économie de combustible, à moins qu'on n'adopte quelques précautions particulières.

2463. En Angleterre, on fabrique aussi du zinc avec la blende. Ce minerai, lavé et cassé en morceaux de la grosseur d'une noisette, se vend à Holywell, sur la mine, environ moitié prix de la calamine. Il est grillé sans autre préparation, dans des fours à réverbère. Ces fours ont environ 8 pieds de largeur sur 10 de longueur ; la distance de la voûte à la sole est de 30 pouces. La couche de blende a environ 4 à 5 pouces d'épaisseur ; on l'agite presque continuellement. La consommation de houille est de 4,000 kilo. pour 1,000 de blende

grillée ; le déchet est de 20 pour 100. L'opération dure dix à douze heures.

2464. M. Varin, ingénieur des mines, ayant eu l'occasion dans ces dernières années, de soumettre à l'essai métallurgique une blende récemment découverte dans le département du Gard, s'est assuré que le grillage de cette substance peut s'opérer presque sans frais. Il se sert d'un four de 2 mètres de hauteur, sur 1 mètre de largeur au ventre et 0m,4 au haut et au bas. A la partie inférieure, se trouve un foyer à grille pour commencer le feu. Le minerai est soutenu au dessus par une grille de fer. L'ouverture supérieure qui sert à charger le minerai doit être disposée de manière à se fermer à volonté. Au moyen d'une ouverture supérieure et latérale, les produits gazeux de la combustion passent dans une cheminée rampante, disposée convenablement pour absorber ou pour disperser le gaz sulfureux.

On brûle d'abord un peu de houille dans le foyer, afin d'allumer la petite quantité de blende mise dans le fourneau. Quand celle-ci est incandescente, on en ajoute une nouvelle portion et ainsi de suite jusqu'à ce que le fourneau soit rempli. Peut-être serait-il nécessaire d'ajouter aux charges quelques débris de houille. Mais quand le fourneau est en plein feu, il suffit de retirer, au bout de six jours, par le bas du fourneau, un sixième de la blende grillée et de la remplacer par de la blende brute que l'on charge par le haut. Le grillage se continue de lui-même, et comme il faut six jours pour le rendre complet, le travail devient continu et régulier.

2465. Ces divers procédés de grillage conviennent surtout aux blendes que l'on rencontre en masses pures ; mais le dernier au moins s'appliquerait difficilement aux blendes pulvérulentes que l'on obtient par le travail mécanique des minerais mélangés de sulfure de plomb ou d'autres sulfures. Dans ce dernier cas, on a employé à l'usine de Davos, dans le canton des Grisons, un procédé particulier qui a offert un succès complet.

Le minerai tiré de la mine de Hoffnungsbau est d'abord bocardé ; on le lave ensuite sur des tables à secousse. La même matière subit deux lavages successifs. Dans le premier, on s'occupe seulement d'isoler la blende et la galène de leur gangue ; dans le second, on sépare le minerai de zinc ; la blende obtenue égale le cinquième de la galène. Deux hommes et deux femmes bocardent et lavent 90 à 100 quintaux de minerai en vingt-quatre heures.

Les frais de lavage du schlich ne sont jamais reportés sur le sulfure de zinc, mais bien sur la galène, qui devrait supporter cette opération lors même que la blende serait sans utilité.

La blende lavée contient d'après M. Chevallier,

Carbonate de plomb. . . .	0,36
Carbonate de zinc. . . .	1,20
Carbonate de chaux. . . .	15,62

Per-sulfure de fer. . . .	4.50
Sulfure de plomb. . . .	4.76
Sulfure de zinc.	67.54
Résidu argileux.	5,80
Perte.	0.62
	100,00

Cette matière renferme une proportion considérable de carbonate de chaux, qu'un lavage plus soigné aurait pu diminuer ; mais une séparation plus complète n'est pas avantageuse. L'expérience a prouvé que lorsqu'on laissait moins de carbonate de chaux mêlé à la blende, on obtenait moins de zinc.

Deux grillages ont paru nécessaires.

Le premier grillage s'opère à la fois sur 11 mètres cubes de blende lavée. La matière est trop tenue pour que l'air puisse la traverser facilement ; on obvie à cet inconvénient, en la mettant sous forme de briques ; on incorpore avec elle un quart de son volume en chaux éteinte, qui donne à la pâte le liant dont elle a besoin et qui d'ailleurs joue un rôle chimique important.

Les dimensions des briques sont les suivantes : Longueur, 0m,27 ; largeur, 0m,15 ; épaisseur, 0m,4. A chaque opération, on en grille 10.000 ; elles sont introduites à cet effet, dans un fourneau en maçonnerie. (Pl. 38 *bis*, fig. 13 et 14).

y, *y*, chauffes en forme de voûtes, dans lesquelles on jette le bois à brûler.

s, *s*, soupiraux par lesquels s'introduit l'air qui doit alimenter la combustion.

c, *c*, *c*, *c*, ouvertures par lesquelles la flamme s'introduit dans l'espace qui renferme les briques de blende.

p, *p*, portes de chargement et de déchargement ; elles restent fermées par une maçonnerie de remplissage pendant la durée du grillage.

k, cheminée.

Les briques de blende sont rangées sur le plafond supérieur aux deux chauffes, de la même manière que l'on dispose une meule de briques ordinaires que l'on veut cuire. Le fourneau est rempli jusqu'à une hauteur de 8 pieds. Le chargement achevé, on introduit le bois dans les deux chauffes. On en brûle pendant six ou douze heures, temps nécessaire pour que les briques de blende soient en pleine ignition. Alors la combustion se continue d'elle-même, aux dépends du soufre de la blende. Au bout de trente-six heures, l'incandescence cesse ; on laisse refroidir le fourneau et on démolit les portes. Les briques que l'on retire sont ensuite brisées en morceaux de la grosseur du poing. La couleur de la matière est devenue jaune, tirant quelquefois sur le rouge. Quelques briques paraissent avoir éprouvé un commencement de fusion. La consommation en bois, dans un grillage, est de 21,5m. cub.. Le volume de la blende que l'on

a grillé, y compris celui de la chaux incorporée avec elle, est de 14 mètres cubes. Voici la dépense qu'exige ce grillage :

Main-d'œuvre de 10,000 briques de blende. . .	87 f. 50 c.
Bois employé, 21m. cub.5.	15
Total. . . .	102 f. 50 c.

A cette somme, il faut joindre le salaire des ouvriers employés pendant la durée du grillage, l'intérêt de l'argent que demandent la construction et les réparations du fourneau, ce qui fait que, tout compris le grillage de 2.500 kilo. de matière revient à 12 francs.

Les fourneaux employés au deuxième grillage sont à réverbère; ils sont accolés au fourneau de réduction du zinc et chauffés par la flamme qui a parcouru celui-ci. (Pl. 58, fig. 1, 2, 3, 4) *y, y, y, y*, représentent les quatre fours de grillage. La flamme s'introduit par les ouvertures *c*, *c*; elle se dégage ensuite par les portes des fours de grillage; deux seulement des quatre fours de grillage doivent marcher en même temps, les deux autres sont destinés à suppléer à celui des deux premiers qui serait dérangé. L'entrée de la flamme dans les fours de grillage qui ne marchent pas est interdite par des plaques placées devant les ouvertures *c*, *c*.

l l, ouverture placée sur le derrière de chaque fourneau de grillage, laquelle permet de remuer les matières placées de ce côté.

x, *x*, contrefort en maçonnerie qui consolide les fourneaux de grillage.

Toute la partie de ces fourneaux exposée à la flamme est construite en briques ordinaires.

On met sur le sol de chaque fourneau 375 kilogr. de matière du premier grillage. Pour que les ouvriers soient moins incommodés par la flamme pendant le chargement, on ferme l'ouverture *c* à l'aide du registre. Le chargement achevé on lève le registre; on met devant l'ouverture extérieure du four de grillage une porte en tôle, qui, ne fermant pas exactement, permet aux fumées de s'échapper.

On remue de temps en temps la matière à griller; on y mêle à diverses reprises du menu charbon : à la fin de l'opération on en introduit environ 5 pour 100. Au bout de vingt-quatre heures, le grillage est achevé; l'ouvrier, armé d'un rable à large tête, fait tomber la matière grillée dans une caisse placée au dessous de la bouche du fourneau. Les deux fours de grillage qui sont en marche doivent être placés aux extrémités opposées du grand fourneau de réduction. Leur allure est dirigée de telle manière que, lorsque les matières sont parvenues dans l'un à la moitié de leur grillage, dans l'autre l'opération est encore à son commencement.

Les matières perdent environ 20 pour 100 de leur poids par l'effet du grillage. La poudre grillée est d'un jaune un peu brunâtre. Voici son analyse par MM. Bineau et Coste :

	Matières de premier grillage.	Matières de deuxième grillage.
Oxide de zinc.	24,14	58.0
Sulfate de zinc.	28.02	2.4
Sulfure de zinc.	1,80	1.0
Carbonate de chaux. . .	»	7.2
Sulfate de chaux. . . .	16,28	10.1
Chaux libre.	»	30.1
Oxide de fer.	0,52	4.0
Argile.	8.20	6.6
Eau et parties volatiles. .	20,26	0,6
Perte.	0.78	
	100,00	100,00

En comparant ces diverses analyses, et en consultant d'ailleurs les propriétés générales des matières mises en œuvre, on peut se faire une idée assez nette des phénomènes qui se produisent. Le sulfure de zinc tend à former par le grillage, du gaz sulfureux, de l'oxide de zinc et du sulfate de zinc, quand la température n'est pas assez élevée. Tel est le cas, dans le premier grillage. La présence de la chaux détermine la formation d'une certaine quantité de sulfate de chaux.

Dans le second grillage, les additions ménagées de charbon ont pour objet de décomposer d'abord le sulfate de zinc. Trop de charbon le convertirait en sulfure de zinc; mais une petite portion le transforme en oxide de carbone, gaz sulfureux et oxide de zinc. A mesure que l'oxide de zinc devient libre, cet oxide et celui qui existait déjà dans la masse tendent à s'unir à la chaux pour former un zincate de chaux, dont la formation est encore favorisée par la présence du charbon, qui fait passer l'acide sulfurique du sulfate de chaux produit dans le premier grillage à l'état de gaz sulfureux et d'oxide de carbone.

En définitive, il doit rester un mélange essentiellement formé de zincate de chaux, d'oxide de zinc libre, de sulfate de chaux et de quelques traces de blende échappée à la combustion.

L'addition de la chaux et la présence d'une quantité considérable de chaux, qui devient libre à mesure que l'oxide de zinc se réduit sont des circonstances très-favorables à la réduction totale de l'oxide de zinc, qui ne peut pas sous ces influences former avec la silice une combinaison qui le garantirait de l'influence du charbon.

2466. *Grillage de la calamine.* La calamine, exige aussi un grillage, ou du moins cette opération en rend-elle le traitement plus fructueux. On conçoit, en effet, que pour griller la calamine il faut une température moins élevée que celle qui est nécessaire pour distiller le zinc ou pour réduire son oxide. On conçoit d'ailleurs que le dégagement d'acide carbonique et d'eau qui s'opère au moment du grillage sont deux causes qui s'opposent à l'introduction du gaz hydrogène carboné dans les matières qu'il s'agit de réduire. Il est donc avantageux que ces matières en soient privées d'avance, et d'autant

plus que le gaz hydrogène carboné fourni par le charbon se dégage en même temps que le gaz carbonique et l'eau de la mine, quand on l'emploie sans grillage préalable.

Voici l'ensemble des procédés auxquels la calamine est soumise avant sa réduction dans les établissements les plus récents de la Silésie supérieure.

Les mineurs séparent, dans la mine, la calamine du calcaire; ils lui enlèvent aussi la plus grand partie de l'argile qu'elle retient.

Toutefois, la calamine qui sort de la mine contient encore beaucoup de parties argileuses qui nuisent à la distillation, et qu'on en sépare par une exposition prolongée à l'air. On la dispose pour cet effet, en petits tas de quelques quintaux; on la retourne de temps en temps, et l'argile ne tarde pas à se déliter. On trie de nouveau cette calamine, et on la casse en morceaux de la grosseur d'un œuf de pigeon. Le déchet, qui contient encore quelques petites parties de calamine, est passé sur une claie, et le plus gros trié à la main. La calamine rouge, qui contient proportionnellement moins d'argile, exige seulement trois mois d'exposition à l'air, et perd environ 15 pour 100 dans cette préparation. La calamine blanche, au contraire, exige neuf à douze mois d'exposition, et perd au moins 50 pour 100.

L'expérience ayant prouvé que la calamine calcinée est plus facile à distiller, qu'elle donne trois ou quatre pour cent de plus en zinc, avantages qui compensent et au-delà les frais de calcination, on soumet, à cette opération préliminaire, la calamine triée.

Le fourneau dont on se sert, est représenté fig. 1, et 2, pl. 59.

a, grille;

b, porte du foyer par où s'introduit le combustible;

c, pont;

d, l'intérieur du fourneau dont la sole est faite de briques ordinaires;

e, portes de travail;

f, canal qui communique à la cheminée;

g, ouverture à la voûte du fourneau, par laquelle on introduit la calamine.

Lorsque ce fourneau a été chauffé au rouge, on roule sur la plate-forme 1500 kilogr. de calamine; un ouvrier les fait entrer dans le fourneau, pendant qu'un autre les étend sur la sole, au moyen d'un rable qu'il manœuvre par chacune des portes; alors on ferme ces portes, ainsi que l'ouverture supérieure. La calamine étant chauffée au rouge, pour exposer de nouvelles surfaces à l'effet de la chaleur, on la retourne d'heure en heure, jusqu'à ce que toute la masse ait atteint ce degré de chaleur, et que tout le gaz acide carbonique et l'humidité qu'elle contient se soient dégagés. Ce point se reconnaît, et par la facilité avec laquelle la calamine se laisse écraser, et par la couleur qu'elle prend, laquelle doit être brune pour la ca-

lamine rouge, et rouge-brunâtre pour la calamine blanche; alors on la retire au moyen de rables, et on charge de nouveau. Dans l'intervalle du chargement et de la sortie de la calamine, on amène sur la plate-forme de nouvelle calamine pour la charge suivante, et on concasse en morceaux, de la grosseur d'une noix, celle qui a déjà été calcinée. De cette manière, on fait quatre charges par vingt-quatre heures, c'est-à-dire qu'on calcine dans le même temps 60.000 kilogr. de calamine brute, d'où l'on retire 56,000 kilogr. de calamine calcinée. Pour obtenir un quintal métrique de calamine calcinée, il faut 165 kilogr. de calamine brute, avec une consommation de 20,5 kilo. de houille.

RÉDUCTION DE L'OXIDE DE ZINC.

2467. Ainsi que nous l'avons dit déjà, c'est au moyen d'une distillation *per descensum* ou *per ascensum* que l'oxide de zinc, provenant des opérations précédentes, est ramené à l'état métallique. Dans quelques usines on emploie comme réductifs le charbon de bois ou le coke ; dans d'autres, on se sert de houille en poussier. Il semble que l'emploi de ce poussier de houille doit être plus avantageux, la fusion de la houille portant du carbone dans les plus petits interstices de la masse, et le gaz hydrogène carboné fourni par ce combustible, formant d'ailleurs une atmosphère réduisante très-favorable à l'entière et facile réduction du zinc, qui par le charbon seul ne peut se réduire que par voie de cémentation.

En Carinthie, on emploie depuis longtemps la distillation *per descensum*. La pl. 40, fig. 7, 8, 9, 10, représente le fourneau consacré à cette opération.

Ce sont quatre fourneaux à réverbère, accolés et communiquant à une seule cheminée. *a*, *a*, *a*, *a*, chauffes ; *b*, *b*, *b*, *b*, soles ; *c*, *c*, *c*, *c*, portes qui servent à charger le four ; *d*, *d*, rampant qui porte la flamme dans la cheminée.

Dans ces fourneaux, la sole est formée par un treillis en fer. Chaque ouverture de ce treillis reçoit un conducteur en terre *n*, destiné à recevoir le zinc. L'ensemble de ces conducteurs se raccorde de manière à former la sole. Sur ces conducteurs, s'ajuste un cône renversé *p*, fermé par en haut, et renfermant le mélange à réduire. La fig. 10 montre en *l*, le treillis vide ; en *m*, le treillis garni du conducteur ; en *pp*, deux cases garnies du conducteur et du cône.

Chaque sole admettrait cent soixante tuyaux, mais les quatre rangées les moins éloignées de la chauffe ne renferment que des tuyaux vides dont la cuisson s'opère pendant la réduction du minerai. Le tiers des tuyaux se dégrade à chaque opération. Le mélange diffère pour les diverses rangées, suivant qu'elles sont près ou loin de la chauffe.

	Pour les quatre rangées près de la chauffe	Pour les deux suivantes.
Calamine grillée.	1820 livres	520
Charbon de bois	504	224
Sel marin	36	16
Eau chargée de 1/200 de potasse	280	70

Les quatre premières rangées comprennent soixante-quatre cônes; les deux suivantes n'en reçoivent que vingt, parce qu'on laisse que l ques espaces libres.

Dans chaque opération, on fait marcher deux fours accolés, c'est-à-dire cent soixante-huit cônes. On brûle 72 mètres cubes de bois de hêtre. L'opération dure trente ou trente-six heures. Elle fournit 800 livres de zinc qui vient tomber sur les feuilles de tôle *rr* où on les recueille.

Ce système de fabrication, étant intermittent, occasionne une grande dépense de combustible et des ruptures fréquentes et nombreuses dans les tubes ou cônes employés.

2468. C'est aussi par la distillation *per descensum* qu'on se procure le zinc en Angleterre, dans les usines de Bristol, de Birmingham et de Sheffield.

La calamine dont on a séparé la galène par le triage est calcinée avant d'être mise dans les fours de réduction; cette opération se fait dans des fours à réverbère d'environ dix pieds de longueur sur huit de largeur; le minerai, grossièrement concassé, est placé sur l'aire du fourneau par couches d'environ six pouces. Dans quelques usines, on ne la calcine pas, et la calamine, cassée à la grosseur d'un œuf de pigeon, est mélangée avec partie égale en volume de houille menue.

Les fours de réduction pl. 40, fig. 1, 2, 3, sont rectangulaires ou ronds; ils renferment six à huit pots. Les fours circulaires sont ceux qui présentent le plus de facilité pour le travail; ils ne contiennent ordinairement que six pots. Les pots y sont introduits en démolissant les petits murs *a a*. De même que dans les verreries, les pots ou creusets destinés à remplacer ceux qui se détruisent pendant le travail doivent être maintenus au rouge. On les chauffe à cet effet, dans un four composé d'une aire, sur laquelle est placé le creuset ou pot, et de chaque côté, il y a un petit foyer. Le transport et le placement se font au moyen d'une pince montée sur deux roues en fer, représentée fig. 4. Les creusets sont composés d'une argile réfractaire que l'on mêle à parties égales avec un ciment de bonne qualité de la même argile, ou bien avec des débris de vieux creusets. La durée moyenne des creusets est de quatre mois. Ils sont percés à leur partie inférieure d'un trou, par lequel le zinc coule dans des condenseurs. Pour les charger, on commence par boucher le trou inférieur, au moyen d'une pièce de bois qui se charbonne bientôt; mais le cylindre

de charbon que ce tampon laisse, suffit pour empêcher le mélange de s'écouler par cet orifice.

On laisse le trou du couvercle ouvert pendant environ deux heures après le chargement, ou plutôt jusqu'à ce que la couleur bleue de la flamme indique un commencement de réduction. A cet époque, on la ferme avec un plateau d'argile réfractaire; on place les tuyaux de tôle à la suite des condeuseurs, et au dessus des vases de même matière destinés à recevoir le métal; quelquefois ces vases sont remplis d'eau pour empêcher le zinc qui tombe de jaillir au dehors. Pendant toute la durée de la réduction d'une charge, le seul soin des ouvriers est d'alimenter le feu et de déboucher les condenseurs, qui sont quelquefois engorgés par le zinc qui s'y amasse en trop grande abondance; ils le font en déterminant la fusion du métal, au moyen d'une tige recourbée de fer rouge qu'ils introduisent par la partie inférieure.

Le zinc recueilli dans cette opération est sous forme de gouttes et de poudre très-fine; il est mélangé d'oxide; on le fond dans une chaudière en fer; l'oxide est ramassé en écumes à la surface pour être remis dans les pots; le métal est coulé dans des lingotières.

Pour décharger les creusets à la fin de chaque opération, on retire le condenseur; l'ouvrier brise avec un ringard le charbon qui bouche le fond du creuset, et le résidu tombe; il achève de vider le creuset, en agitant le résidu par la partie supérieure. Pour replacer le condenseur, on met une petite bande d'argile humide sur le rebord, qu'il porte à sa partie supérieure, et on le serre contre le fond du creuset, au moyen de petites tiges indiquées dans la figure.

On fait cinq charges en quinze jours; la consommation pour ces cinq charges est d'environ 6.000 à 10,000 kilog. de calamine et de 22,000 à 24,000 kilog. de charbon. Le produit en zinc est de 2,000 kilog. environ.

Voici quelques détails sur la construction du fourneau employé dans cette opération:

Fig. I. Coupe verticale du fourneau, passant par son axe. Ce fourneau est circulaire; il est enveloppé par un cône qui lui sert de cheminée; des trous *d d*, pratiqués à la partie supérieure de la voûte, qui est en forme de dôme, permettent à la fumée de se rendre dans la cheminée; c'est par ces trous qu'on remplit les creusets; ils ne sont jamais fermés tous à la fois. L'ouvrier peut, par leur moyen, diriger la flamme dans une partie quelconque du fourneau.

La cheminée cônique qui enveloppe tout le four est percée de portes correspondant aux creusets.

a, a. Petits murs que l'on détruit à volonté, pour faire entrer ou sortir les pots; ils sont composés de briques, percées d'un trou, qui permet, en y introduisant une tige de fer, de les enlever commodément, étant encore chaudes.

b. Porte du four qui se ferme avec une brique.

c. Cendrier dans lequel l'ouvrier peut entrer pour nettoyer les grilles.

e, *e*, *e*. Conduits dans l'étage inférieur, correspondant aux creusets dans l'étage supérieur.

g, *g*. Bassins de réception en tôle, dans lesquels se rend le zinc.

h. Tube cylindrique en tôle, qui conduit le zinc dans le bassin de réception.

i. Condensateur : c'est un tuyau de tôle, légèrement cônique, portant à sa partie supérieure un petit rebord, par lequel il s'applique sur le creuset. Pour l'y fixer, on étend sur ce rebord un boudin d'argile, on le presse fortement contre le creuset, et afin de le maintenir dans cette position, on a deux tringles en fer *k*, *k*, qui sont fixées dans la partie inférieure du condenseur par un bouton, et qui passent dans une petite pièce en fer *m*, scellée dans le mur ; on presse les tringles avec une vis de pression *n* ; la figure 3, dans laquelle on a représenté la coupe verticale du creuset, montre en détail la disposition de cet appareil, qui sert à serrer le condenseur contre le fond du creuset.

1, 2. Niveau de l'étage supérieur. 3, 4. Niveau du plafond inférieur.

Fig. 5. Plan au niveau de 3, 4.

Fig. 2. Plan au niveau de 1, 2. On n'a représenté que la moitié du plan.

Fig. 3. Coupe verticale d'un creuset, et de l'appareil qui sert à serrer le condenseur contre le creuset.

Fig. 4. Pinces à roues, pour le transport des creusets chauds.

2469. En Silésie, on se sert, au contraire, de la distillation *per ascensum*. On y traite toujours la calamine préalablement grillée. Cette distillation s'opère dans des moufles de terre qu'on dispose dans un four à réverbère, et qui communiquent avec un récipient placé à l'extérieur. On accole ordinairement deux fourneaux l'un à l'autre, et l'on donne le plus souvent dix moufles à chaque fourneau. Les figures 5, 6 et 7 de la pl. 39, montrent la construction d'un de ces fourneaux dans les établissements les plus nouveaux.

a. le cendrier qui est sous terre et qui communique au jour par un canal ; c'est par ce canal qu'arrive l'air, et qu'on sort les petits morceaux de coke, qui tombent à travers la grille ;

b, la grille formée de trois barres de fer fondu, de forme triangulaire, sur lesquelles reposent les plaques de fer fondu qui supportent les parois de la chauffe ;

c, ouverture de la chauffe,

d, foyer dont les parois, faites de briques réfractaires, sont verticales ;

e, voûte formée d'une masse composée d'une partie d'argile, et de deux à trois parties de sable ; on forme cette voûte sur un cintre circulaire, et on lui donne 8 à 9 pouces d'épaisseur ; bien faite, elle peut durer trois ans ;

f, les moufles formées de deux parties d'argile réfractaire, et une partie d'anciennes moufles. Une moufle dure ordinairement six semaines ;

g, plateau d'argile qui forme la partie antérieure des moufles, et qui porte deux ouvertures dont l'inférieure sert à nettoyer les moufles, et la supérieure à recevoir le col du récipient ;

h, le col par lequel le zinc en vapeur se rend dans le récipient ;

i, récipient où il se condense ;

k, ouvertures pour le dégagement des fumées et de la flamme ; il y en a quatre dans la voûte et quatre dans les parois du fourneau. C'est par leur moyen que la chaleur se porte autour de chaque moufle, et les échauffe également ;

l, parois du fourneau qui supportent la voûte.

La préparation des moufles exige une argile réfractaire. On sèche cette argile, on la bocarde, on la crible, puis on la mélange avec un tiers de débris de vieilles moufles, également bocardés et criblés. Le mélange se fait à sec, puis on humecte la masse, que l'on marche et qu'on laisse reposer de huit à quinze jours ; on la marche ensuite plusieurs fois encore avant de l'employer. La préparation des moufles auxquelles on donne une forme demi-elliptique est très-simple d'ailleurs ; elle se fait toujours à la main : l'ouvrier forme d'abord sa base sur une planche, puis il s'élève successivement en donnant aux parois une épaisseur d'un pouce environ.

La préparation des cols se fait à la main comme celle des moufles ; seulement, comme il n'est pas nécessaire qu'ils soient réfractaires, on emploie une argile rouge commune, qu'on mêle avec un tiers de débris de vieux têts.

Les moufles étant sèches, doivent encore être cuites et rougies avant de pouvoir être transportées dans les fourneaux de distillation. Le fourneau dont on se sert pour cette cuisson est représenté dans les figures 3 et 4.

a, conduits qui amènent l'air au foyer ;

b, foyer formé de briques réfractaires ;

c, intérieur du fourneau, avec une sole de briques ordinaires ;

d, mur de 18 pouces de hauteur, qui sépare la chauffe de la sole ;

ee, tuyaux qui traversent les parois et servent au dégagement des fumées ;

f, porte par laquelle on introduit les moufles et que l'on tient fermée par une porte mobile en fer.

Lorsqu'on entre les moufles dans ce fourneau de cuisson, on les place sur des morceaux de briques de 3 pouces de hauteur. Aussitôt qu'on les a disposées, ainsi qu'on le voit dans la figure, on commence un feu faible, qu'on entretient pendant trois ou quatre jours. Au bout de ce temps, on augmente le feu, et on le soutient de manière à produire, peu à peu, la plus grande chaleur possible ; ce qui a lieu ordinairement après huit à dix jours de feu. La sortie des moufles rouges et leur placement dans les fourneaux de distillation se font de la manière suivante. Après avoir soulevé la porte, un ouvrier

pousse une barre de bois ou de fer sous les moufles ; il les soulève un peu pendant qu'un second ouvrier met de côté les briques sur lesquelles elles reposaient ; alors on amène les moufles jusqu'à la porte au moyen de râbles, et on les fait glisser sur une planche plus longue qu'elles d'environ quatre pieds. Un ouvrier prend alors cette planche à l'extrémité la plus éloignée de la moufle, tandis que deux ouvriers portent l'autre extrémité au moyen d'une perche transversale ; et afin que ces deux ouvriers ne souffrent pas trop des rayons de chaleur qu'envoie la moufle, on fait tenir de chaque côté, par un quatrième ouvrier, des éventails légers en bardeaux, qui empêchent aussi le trop prompt refroidissement des moufles.

C'est ainsi qu'on change, dans le fourneau à distiller, les moufles endommagées, sans avoir besoin d'arrêter le feu.

Lorsque les moufles ont été portées dans le fourneau à distiller, qu'on avait préalablement chauffé, on ferme la face antérieure des moufles avec les plaques d'argile, qu'on assujettit entre leurs parois par des débris de briques, et on recouvre les jointures d'une couche d'argile maigre. On place ensuite les cols et leurs tuyaux, puis on commence à charger les moufles, à l'aide d'une pêle longue et étroite à bords élevés, *fig.* 19 et 20.

On indroduit dans les moufles un demi-quintal de calamine calcinée, que l'on a préablement mélangé d'un volume égal, ou environ 22 livres du petit coke, qui tombe sous la grille.

Le mélange de la calamine pilée grossièrement avec le coke, se fait dans des caisses séparées, qu'on place près des fourneaux. L'aide en remplit les pelles, et le maître les indroduit dans le fourneau. Les charges se renouvellent toutes les vingt-quatre heures.

On chauffe à la houille ; le vif courant d'air qui s'établit par les canaux souterrains occasionne une combustion rapide ; la flamme ne s'étend pas seulement dans tout l'intérieur du fourneau, mais elle s'élance encore au dehors par les ouvertures de la voûte, jusqu'à une hauteur considérable.

A cette haute température, le zinc, qui se trouve à l'état d'oxide dans la calamine, réduit par le charbon du coke, passe à l'état de vapeur par le col, jusque dans le récipient où il se condense.

Dans le commencement de l'opération, où le col des moufles est encore froid, une partie du zinc se condense dans le col même et l'obstrue ; il est alors nécessaire de le nettoyer, de temps en temps, par l'ouverture supérieure, sans quoi les moufles crèveraient bientôt. Dans le courant de l'opération, au contraire, la température s'élevant, le col s'échauffe, et une partie des vapeurs de zinc, arrivant dans le récipient, brûle avec flamme, et se convertit en oxide.

Dans cette distillation, on obtient donc, dans le récipient, du zinc en gouttelettes, mélangé de zinc oxidé. Il reste, en outre, dans les moufles, des résidus à demi fondus, qu'on doit retirer avant de faire

une nouvelle charge. C'est ce qu'on fait, au moyen d'un râble qu'on introduit par l'ouverture du bas des plaques d'argile. On rejette ces résidus. En général, 100 quintaux de calamine calcinée, répondant à 150 quintaux de calamine brute, usent 33 quintaux de coke, 522 boisseaux de houille, et donnent 48 quintaux de zinc et oxide, et 50 quintaux de résidus.

Le zinc en gouttelettes, mélangé d'oxide, qu'on a obtenu de la distillation, doit être soumis à la fusion, pour être purifié et coulé en formes convenables au commerce. Cette fusion s'opère dans des pots de fer, qui sont suspendus à la voûte d'un four à réverbère, et qui portent sur une plaque de fer, comme le montrent les figures 11 et 12 de la *pl.* 40.

Dans ces pots, dont le diamètre et le profondeur sont de 12 pouces, et qui peuvent contenir de 2 à 3 quintaux de métal, on fond par douze heures, jusqu'à 15 quintaux de zinc, avec une dépense en charbon de 2 boisseaux. Lorsque la fusion s'est opérée, on puise le zinc avec une cuiller, et on le coule sur une plaque horizontale de grès. Le déchet, dans cette fonte, est d'environ 15 pour 100. Il est dû à l'oxide et aux matières étrangères que contient le zinc brut, comme argile, calamine et charbon. Ces crasses retiennent d'ailleurs encore 70 pour 100 de zinc, et sont repassées à la distillation avec la calamine.

Il suit de là, que les 48 quintaux de zinc brut provenant de la distillation de 100 quintaux de calamine calcinée, produisent, à la fusion, 41 quintaux de zinc pur; plus, 7 quintaux de crasses, tenant encore au moins 4 quintaux de zinc. Les 100 quintaux de calamine calcinée rendent donc environ 45 par cette méthode. Les 150 quintaux de calamine brute, qui répondent à 100 quintaux de calamine calcinée, contiennent 68 quintaux de zinc; on a donc une perte telle que la calamine brute, qui tient 45 pour 100, ne rend que 30 par ce procédé.

Quant à la consommation en combustible, elle est d'environ 12 boisseaux de houille, par quintal de zinc retiré.

Les pots en fonte, dont on se sert dans la refonte du zinc, ne durent pas ordinairement au-delà de huit jours; ils diminuent de plus en plus d'épaisseur, et le zinc qu'on en retire retient toujours du fer, qui le rend peu propre au laminage. Pour cette raison, on avait fait pendant quelque temps la fusion du zinc brut dans des pots d'argile, mais comme l'opération allait bien moins vite, qu'on dépensait plus en combustible et qu'on obtenait moins en zinc, on en est bientôt revenu aux pots de fer.

2470. Dans l'usine de Kloster, où s'exploite la blende grillée de Davos, on fait usage d'un fourneau représenté dans la pl. 38*bis*, fig. 1, 2, 3 et suivantes. Ce fourneau est tellement analogue à celui qu'on emploie en Silésie, qu'il suffira de noter les différences.

Il est chauffé au bois et sa chauffe est disposée pour cela. Il n'a

pas de cheminée proprement dite, la flamme étant dirigée dans les fours de grillage et venant s'échapper par leurs ouvertures, comme cela se pratique dans les fours de verrerie pour les arches à fritte.

Les moufles sont placées dans le fourneau et munies de leurs allonges, comme en Silésie. Le zinc se rend dans le récipient placé au dessous. Le conducteur et la moufle sont recouverts par une porte de tôle.

La charge s'opère, comme en Silésie, au moyen d'une longue pelle, mais on laisse les résidus dans les moufles pendant huit jours. On réduit en vingt-quatre heures 12 quintaux de blende grillée. La charge de chaque moufle est de 12,5 kilogr. de blende grillée, mêlée de la moitié de son volume de charbon. La distillation dure douze heures.

Le résidu de la distillation renferme :

Oxide de zinc. . .	7,0
Oxide de fer. . . .	29,0
Sulfure de fer. . . .	5,0
Sulfure de plomb. .	5,0
Chaux.	51,0
Acide sulfurique. .	4,0
Charbon	2,0
Argile.	14,0
	97,0

On brûle à Kloster du bois de sapin séché. Le fourneau représenté, fig. 9 et 10, y est employé à la dessiccation du bois.

Les fig. 11 et 12 représentent les fours employés à la cuisson des moufles.

2471. Enfin, à Liége, on se servait d'un appareil à tuyaux cylindriques placés horizontalement sur une voûte en briques, percée de trous, pour le passage de la flamme. Les cylindres étant soutenus au dessus de la voûte, étaient enveloppés par la flamme. Le mélange se charge par une des extrémités du cylindre, le zinc s'extrait par l'autre. Il se rend dans des tuyaux ou allonges de fer adaptés au cylindre principal. On n'a trouvé aucun avantage à conduire les vapeurs dans de plus grands réservoirs, contenant de l'eau, comme on le fait dans beaucoup d'autres usines.

Ces fourneaux renferment quarante cylindres et produisent plus de 2000 kilogr. de zinc par semaine.

LAMINAGE DU ZINC.

2472. Cette opération, qui était regardée autrefois comme très-difficile à exécuter, se pratique maintenant avec succès dans beaucoup d'usines. Une laminerie de zinc récemment établie dans les environs de Gisors, par M. D'Arlincourt, fournit au commerce du zinc laminé de très-bonne qualité. Elle tire son zinc de Silésie.

Pour laminer le zinc brut, on est toujours obligé de le fondre et de le mouler en plaques. La fusion s'exécute dans des chaudières de

fonte disposées sur un fourneau à réverbère, comme on le voit dans la pl. 40, fig. 11 et 12. Ces chaudières, très-épaisses, sont rapidement attaquées par le zinc et se convertissent en un alliage de zinc et de fer. D'un autre côté, le zinc se charge d'un peu de fer, qu'il dissout. Il se forme donc deux alliages : l'un très-fusible et peu chargé de fer, compose la masse de zinc destinée au laminage; l'autre, moins fusible et assez riche en fer, adhère aux parois de la chaudière, les pénètre et finit par les percer d'outre en outre.

Cet alliage est très-dur et très-aigre. Aussi, le plus grand obstacle que l'on éprouve dans les lamineries de zinc, vient-il de la présence de quelques grains de ce composé dans les plaques. Ces grains ne se laminent pas, et en se séparant de la feuille laissent un trou qui les met hors de service.

Les plaques coulées sont dégrossies d'abord sous le laminoir. On les réchauffe, de temps en temps, dans un four à réverbère, avec précaution. Parvenues à une chaleur de 120 à 150 degrés, elles sont repassées sous le laminoir. Quand les feuilles sont déjà amincies, on les associe et on finit le travail sur six ou huit feuilles à la fois.

Enfin, on recuit au besoin le zinc laminé; on ébarbe les feuilles et on les verse dans le commerce.

Les ébarbures sont refondues avec de nouveau zinc; elles ne pourraient pas être employées seules. La nouvelle addition de fer qu'elles prendraient à la refonte, les durcirait trop.

Le laminage du zinc se fait très-bien, quand les cylindres du laminoir et les plaques de zinc sont maintenus un peu au dessus de 100°. Si l'on est obligé d'interrompre le travail, il faut réchauffer ensuite les cylindres, en passant de grosses plaques, pendant quelque temps.

Les cylindres du laminoir sont en fonte et ont 15 pouces de diamètre.

COMPARAISON DES DIVERS PROCÉDÉS.

2475. Pour terminer l'examen des divers procédés employés dans l'extraction du zinc, il nous reste à les comparer entre eux, sous le rapport économique.

Pour rendre les quantités de combustibles comparables, on exprimera ici sous le nom de *calories*, le nombre de litres d'eau que chacun d'eux élèverait d'un degré, comme l'a proposé M. Clément.

1° A Bristol, on emploie, pour obtenir	100 kilo. zinc,
	350 kilo. calamine.
1200 kilo. houille. = 7,200.000	calories.
2° En Silésie, on emploie, pour obtenir	100 kilo. zinc,
	350 kilo. calamine.
1375 kilo. houille. = 8,250,000	calories.
3° En Carinthie, on emploie, pour obtenir	100 kilo. zinc,
	334 kilo. calamine.
20,6 m. cub. hêtre = 8,250 kilo. = 24,700,000	calories.

4° A Davos, on emploie, pour obtenir 100 kilo. zinc, 333 kilo. blende.

16,7 m. cub. sapin sec = 5,000 k. = 18,000,000 calories.
Ou bien, d'après une autre évaluation,
11,1 m. cub. sapin sec = 3,342 k. = 13,000,000 calories.

Ainsi, outre les inconvénients si nombreux déjà que présente le fourneaux de Carinthie, par son intermittence et la casse des cônes qui en résulte, on voit qu'il consomme trois fois plus de combustible que les fourneaux anglais ou silésiens.

Le fourneau de Davos, d'après sa construction, devrait se rapprocher davantage du fourneau silésien, auquel il ressemble tant, à tous égards. Cependant, comme l'évaluation la plus basse, met encore sa consommation de combustible, plus haut dans le rapport de 2 : 3, il est probable que quelque défaut de tirage, dû à la disposition horizontale des cheminées, y rend la combustion languissante.

Entre le fourneau silésien et le fourneau anglais, la différence est insensible et provient même, pour la majeure partie, des différences de qualité dans les houilles qu'on y consomme.

QUANTITÉS DE ZINC PRODUITES.

2474. On a peu de données sur la quantité de zinc versée annuellement dans le commerce; elle est au moins de 30 ou 40,000 quintaux métriques. Voici les pays dont on peut estimer la production.

Carinthie. . . .	3,000
Angleterre. . . .	6,000
Silésie.	12,000
Belgique	8,000
	29,000

Mais cette quantité peut être beaucoup augmentée, quand les usines à zinc sont toutes en activité.

La table suivante exprime les quantités de zinc entrées en France, pour sa consommation, depuis quelques années. Elle montre l'accroissement rapide qu'a reçu la consommation de ce métal.

1818	zinc.	267,814 kilogrammes.
1819	zinc.	408,381
1820	calamine. . .	199,930
	zinc.	855,514
1821	calamine. . .	255,935
	zinc.	1,057,148
1822	calamine. . .	249,203
	zinc.	794,441
1823	calamine. . .	415,875
	zinc.	836,960
1824	calamine. . .	282,107
	zinc.	927,886
1825	calamine. . .	181,205
	zinc.	1,655,391

1826	calamine. . .	77,035
	zinc.	3,640,916
1827	calamine. . .	276,880
	zinc.	1,287,981
1828	calamine. . .	174,227
	zinc.	2,428,441
1829	calamine. . .	15,492
	zinc.	1,836,614
1830	calamine. . .	121
	zinc.	1,653,621
1831	calamine. . .	24,224
	zinc.	2,131,904

L'usage du zinc se répand donc tous les jours davantage, et sa consommation augmente avec beaucoup de rapidité. On peut en juger encore, en comparant les produits des mines de la Silésie supérieure à diverses époques. De 1808 à 1823, le produit moyen a été de 36,400 quintaux métriques de calamine livrée aux fondeurs, mais ce produit a été bien plus faible dans les premières années de cette série, tandis que pour une seule des mines, celle de Scharley, il s'est élevé à 107,000 quintaux métriques en 1823.

Il est évident, ce me semble, que l'exploitation du zinc est un but propre à exciter les spéculateurs français. Notre pays est assez riche en minerais de zinc. Il possède en divers endroits du sulfure qui n'est exploité qu'en petites quantités, et même des calamines qui ne le sont pas encore.

—

CHAPITRE III.

Traitement des mines d'étain.

1. Note *sur le gisement, l'exploitation et le traitement de l'étain, dans le duché de Cornouailles* ; par M. de Bonnard. *Journal des mines*, T. XIV, p. 445.

2. De l'essai *et de l'analyse des minerais d'étain*, par M. Lampadius. *Ann. des mines*, T. III, p. 207, 1re série.

3. Notice *sur la découverte de l'étain en France;* par M. de Gressac. *Journal des mines*, T. XXXIII, p. 435.

4. Notice *sur une nouvelle découverte de minerai d'étain dans la Loire-Inférieure* ; par M. Hersart, *Journal des mines*, T. XXXV, p. 293.

5. Rapport *sur les recherches et les essais de la mine d'étain de Piriac*; par MM. Juncker et Dufrénoy. *Ann. des mines*, T. IV, p. 21 2e série.

6. Sur *la fonte des minerais d'étain dans le Cornwall et le Devonshire*; par M. Taylor. *Ann. des mines*, T. VII, p. 579, 1re série.

7. Notice *sur le gisement, l'exploitation et le traitement des minerais d'étain de Cornouailles*; par MM. Dufresnoy et Elie de Beaumont. *Ann. des mines*, T. X, p. 331, 1re série.

8. Mémoire *sur les mines d'étain de Saxe*; par M. Manès. *Ann. des mines*, T. VIII, p. 499 et 837, 1re série.

9. Mémoire *sur les mines d'étain de Geyer*; par M. Manès. *Ann. des mines*, T. IX, p. 281, 1re série.

10. Addition *au Mémoire sur les mines d'étain de Saxe*; par M. Manès. *Ann. des mines*, T. III, p. 177, 2e série.

11. Note *sur le traitement des minerais d'étain en Cornouailles*; par MM. Coste et Perdonnet. *Ann. des mines*, T. VI, p. 21, 2e série.

2475. Par la nature du composé qui fournit l'étain, ce métal est un de ceux dont l'exploitation présente le moins de difficulté. On ne l'extrait que de son per-oxide, la seule de ses combinaisons qui se présente en grande quantité dans la nature. Si cet oxide était pur, on n'aurait qu'à traiter le minerai mêlé de charbon, dans un fourneau convenable, pour en extraire le métal. Ce cas se présente quelquefois, quoique dans beaucoup d'autres, on soit obligé de compliquer l'opération pour débarrasser l'étain des matières métalliques, qui altéreraient sa pureté et sa valeur commerciale. La facilité avec laquelle on peut se procurer l'étain, quand ses mines sont pures, nous explique comment ce métal a pu s'introduire dans les arts, à une époque très-reculée. Il était déjà connu et employé du temps de Moïse. Les principales mines exploitées de nos jours en Europe, celles du Cornouailles, l'étaient déjà par les anciens et formaient une branche importante du commerce des Phéniciens.

L'oxide d'étain se trouve presque toujours cristallisé ou à l'état cristallin dans les terrains anciens, et ordinairement dans les granites, les porphyres ou les schistes, dans lesquels il se rencontre en filons ou en amas.

En Saxe, par exemple, l'oxide d'étain se rencontre tantôt en veines dans le granit (Altenberg), tantôt disséminé dans des couches de gneiss (Heitelberg) ou de quartz (Zinnwald), tantôt en filons, et ceux-ci sont très-nombreux dans les roches primitives et intermédiaires de l'Erzgebirge, où l'on peut en compter au moins cinq formations différentes, dont la plus récente est caractérisée par la présence du cuivre et de l'argent. Dans tous ces filons, l'oxide d'étain se trouve dans des roches où le quarz est mêlé, soit au talc, soit au felspath, soit au schorl, soit au mica. Enfin, dans les vallées qui avoisinent ces sortes de localités, on trouve fréquemment le sol recouvert de galets de granit ou de schorl-schiste assez riches en étain pour être traités.

L'oxide d'étain qui se rencontre dans les terrains d'alluvion fournit presque toujours le métal le plus estimé. C'est donc une des plus intéressantes exploitations de ce métal. Dans le Cornouailles, on trouve des alluvions d'étain exploités depuis plusieurs siècles. Ceux

des environs de Saint-Austle sont à la fois les plus étendus et les plus productifs.

Les Indes orientales fournissent une grande quantité d'étain. Celui qui provient des mines de Banca et de Malacca est préféré pour la teinture, à cause de sa pureté.

En Europe, la province de Cornouailles en Angleterre renferme les mines les plus productives. Son produit annuel est de 60,000 quintaux, quantité que toutes les autres mines européennes réunies ne peuvent atteindre.

La Saxe et la Bohême fournissent aussi de l'étain.

On exploite également de l'étain, mais seulement de l'étain d'alluvion, dans l'Amérique méridionale, dans les provinces de Guanaxuato et de Guadalaxara. L'abondance du minerai indique des gîtes d'étain en place très-considérables, mais inconnus jusqu'à présent.

PRÉPARATION ET GRILLAGE DU MINERAI D'ÉTAIN.

2476. Le minerai d'étain brut est toujours accompagné de roches qui en forment la gangue. Ces roches, composées elles-mêmes de silice, d'alumine, de chaux et de potasse, donneraient naissance, pendant la fusion, à un verre capable de dissoudre la majeure partie de l'oxide d'étain et d'en empêcher la réduction. Il faut donc réduire le minerai en poudre au moyen du bocard, et emporter par le lavage et la décantation, la majeure partie du sable. Ainsi préparé, le minerai se trouve à peu près dans le cas de l'étain d'alluvion.

Le travail n'est pas toujours aussi simple. La mine est souvent mélangée de pyrite cuivreuse, et dans ce cas son exploitation s'effectue dans le double but d'obtenir l'étain et le cuivre. On commence donc par séparer à la main et au marteau la portion de roche pure qu'on jette, la mine d'étain qu'on met d'un côté, et la pyrite cuivreuse qu'on rassemble de l'autre. Il n'est pas nécessaire sans doute d'observer que ce triage laisse toujours de la pyrite en plus ou moins forte proportion dans le minerai d'étain : on devra donc en tenir compte dans le procédé de traitement. Il faut nécessairement aussi prévenir les effets que produirait la présence presque constante du tungstate de fer et de manganèse (wolfram), du fer arsenical et de divers composés de fer capables de céder ce métal sous l'influence du charbon.

La préparation mécanique du minerai d'étain se compose donc d'un certain nombre d'opérations dont le but devient facile à comprendre. On essaie de briser les morceaux extraits de la mine ; et quand on le peut, on la réduit en fragments de la grosseur du poing. Lorsque la roche résiste à l'action du marteau, on en forme des tas que l'on grille pendant quarante-huit heures. Une épaisse fumée et une odeur arsenicale forte se manifestent pendant tout le second jour du grillage. A l'aide de cette précaution, la mine passée au bocard en sort parfai-

tement pulvérisée, et passe ensuite dans une machine à laver, au moyen de laquelle on extrait les parties légères de la gangue quarzeuse ou argileuse, tandis que l'étain oxidé, le fer sulfuré, le fer arsenical, l'oxide de fer et le wolfram se précipitent ensemble. Un nouveau grillage devient alors nécessaire. Son but est de transformer l'arsenic et le soufre en acides arsénieux et sulfureux, et le fer en per-oxide. Une grande partie du cuivre passe à l'état de sulfate. Le wolfram et l'oxide d'étain restent sans altération.

2477. Voici comment se pratique cette opération, d'après M. Manès, dans l'établissement de grillage d'Altenberg. Il consiste en deux bâtiments; l'un contient un four à réverbère, un emplacement pour le bois et un grand bassin pour le service des ouvriers; l'autre, destiné à recevoir l'arsenic vaporisé, n'est donc qu'une grande chambre de condensation, pl. 42, fig. 5, 6, 7 et 8.

Le four à réverbère est un massif de forme pyramidale quadrangulaire; il est bâti en pierre de porphyre. La sole de grillage est construite en briques. Elle est séparée du foyer par un petit mur en briques, haut de 6 pouces. Le foyer traverse tout le massif, et reçoit le feu par les deux côtés, il est établi à 6 pouces au dessus du sol de l'atelier et n'a du reste ni cendrier ni grille. A la partie antérieure de la sole, se trouve un manteau destiné à ventiler l'espace occupé par les ouvriers. C'est là que se trouvent la porte du travail, un rouleau de fer sur lequel l'ouvrier appuie le long rable qu'il doit manœuvrer, et une cheminée communiquant à un canal muraillé, qui conduit la vapeur dans le bâtiment voisin, où l'arsenic se dépose. Le fourneau offre à sa partie supérieure une aire de même dimension que la sole; elle est destinée à sécher le schlich qu'on veut griller, et porte à son milieu une ouverture par laquelle on fait tomber celui-ci sur la sole de grillage.

Quant au bâtiment de sublimation, il est divisé en trois compartiments par deux murailles intérieures percées d'ouvertures par lesquelles les vapeurs passent de l'un dans l'autre. Là, ces vapeurs déposent en grande partie l'acide arsénieux qu'elles contiennent. On remarque cependant, qu'elles en entraînent encore une quantité notable, lorsqu'elles s'échappent dans l'air par la cheminée.

Le schlich à griller étant chargé sur la sole et le schlich à sécher l'étant aussi sur l'aire supérieure, on met le feu, qu'on dirige d'abord doucement, de manière que la flamme ne pénètre que de quelques pouces dans l'aire du grillage. Pendant ce temps, on étend la matière au moyen d'un râble de fer, long de 15 pieds et terminé par un manche de bois de 4 pieds de long. L'étendage et le séchage de la matière durent environ une demi-heure. On augmente alors peu à peu le feu; au bout de trois quarts d'heure, l'arsenic commence à paraître; il se dégage bientôt abondamment. On agite alors continuellement la matière, en amenant sur le devant ce qui est sur le

derrière, et réciproquement. Dans l'espace d'une heure et demie tout l'arsenic est ordinairement dégagé ; vers la fin, on voit se sublimer un peu de soufre. A cette époque, la matière devient rouge-clair ; on la saupoudre de poussier de charbon avec une grande pelle de fer qu'on introduit dans le fourneau ; on agite la matière, et l'arsenic se dégage de nouveau, mais beaucoup moins abondamment que la première fois. On donne alors aussi un fort coup de feu, de manière que la flamme s'étende sur toute la sole et chasse les dernières portions d'arsenic. Après une heure, les vapeurs cessent ; on diminue peu à peu le feu, qu'on entretient encore pendant deux heures, en agitant toujours la matière. On l'essaie à la sébille pour voir si l'opération est bien faite. Si le schlich qu'on obtient est d'un beau brun-jaunâtre, sans mélange de parties noirâtres ou rougeâtres, c'est un signe certain que l'opération a été bien conduite. On laisse refroidir jusqu'au lendemain, la matière grillée ; on la retire, et on recharge l'autre partie qui était sur l'aire de rechange.

On grille séparément le gros et le fin : on met ordinairement 12 quintaux de gros et 15 quintaux de fin ; l'opération dure généralement six heures pour le grillage du fin, et sept heures pour le grillage du gros, qui est toujours plus chargé d'arsenic. On brûle dans les deux jours un peu moins d'une corde de bois fendu. On obtient trois quarts à un quintal d'arsenic, et la matière augmente d'un septième à un huitième en volume.

Les schlichs grillés sont reportés à la laverie. En exposant la matière à l'air humide pendant plusieurs jours, le sulfure de cuivre formé passe à l'état de sulfate que l'on peut dissoudre par des lavages, recueillir par cristallisation, ou bien précipiter au moyen du fer pour avoir du cuivre de cémentation.

En passant à l'état de peroxide, le fer acquiert une densité plus faible, et peut être emporté par les lavages. Le wolfram, l'étain oxidé et une partie de la gangue restent donc dans la matière qui doit être soumise à l'exploitation. Mais, pour qu'elle soit considérée comme susceptible d'une exploitation économique, on a soin de l'amener à un point tel, qu'elle fournisse 50 pour °/₀ d'étain métallique, ce qui suppose au moins 60 d'oxide d'étain. Il est rare que le minerai d'étain soit traité par le propriétaire de la mine ; il est donc vendu aux directeurs des usines qui le traitent, et son prix est fixé par un *essai*. Celui-ci s'effectue précisément comme un essai de fer. On prend un poids déterminé de la matière (60 grammes) ; on le place dans un creuset brasqué qu'on expose pendant deux heures au feu d'un fourneau à vent, ou au feu de forge. La chaleur doit être graduée pour éviter que la fusion de la gangue ne s'effectue avant la réduction du métal. Au bout d'une heure et demie on suppose que celle-ci est complète, on donne un fort coup de feu ; tout se fond, et on obtient un culot d'étain et une scorie de laquelle on extrait mécaniquement les grains d'étain qu'elle pourrait contenir.

Par des moyens plus ou moins analogues, on détermine la richesse et la pureté des minerais prêts à fondre ; on les mélange ensuite d'une manière convenable pour faciliter le traitement.

Le tableau suivant donnera mieux l'idée de l'ensemble des opérations précédemment indiquées et du produit qu'elles fournissent.

1° Lavage aux tables à secousse :

Minerai brut.	147,900
Gros schlich.	629
Schlich moyen	321
Schlich pauvre	128
Schlich bon à fondre . .	1,078
— qui rend étain. .	515

2° Lavage aux tables à toile :

Minerai brut.	147,900
Gros schlich	616
Schlich moyen	308
Schlich pauvre	102
Schlich bon à fondre . .	1,029
— qui rend étain. .	515

Ce tableau nous indique que le minerai bon à fondre forme à peu près 1/140 du minerai primitif. Les lavages ont du emporter le reste. Cette circonstance explique pourquoi cette opération, dont les principes sont simples, se trouve pourtant compliquée ici de tant de détails que nous ne pouvons essayer même de la suivre. On est obligé de diviser et de subdiviser continuellement les dépôts pour éviter les pertes. La grande densité de l'oxide d'étain, environ 7,0 permet de concevoir aussi que les pertes doivent être faibles, quand on opère avec le soin convenable. En résumant les principes du travail mécanique de la mine d'étain, nous voyons que l'oxide d'étain se trouvant disséminé, pour la plus grande partie, dans la roche, il faut que le tout soit réduit en poudre très-fine, pour qu'on puisse arriver à une séparation mécanique exacte. La grande densité de l'oxide d'étain rend cette séparation susceptible d'une assez grande précision. S'il reste quelques minerais métalliques que le lavage n'ait pas entraîné, on peut, au moyen d'un grillage qui est sans action sur l'oxide d'étain, les volatiliser en grande partie (arsenic, soufre), altérer leur composition ou leur texture, de manière à diminuer leur densité (fer oxidulé, fer sulfuré, etc.), enfin les rendre attaquables par l'air humide. C'est le cas de la pyrite cuivreuse que le grillage désagrège et désulfure partiellement, et que l'action de l'air transforme ensuite en sulfate.

2478. En Angleterre, le grillage s'exécute également dans des fourneaux à réverbère représentés pl. 45, fig. 1, 2, 3. La cheminée est précédée par des tuyaux rampans dans lesquels les vapeurs ar-

sénicales se condensent. On opère sur trois cents kilogrammes de minerai ; l'opération dure de douze à dix-huit heures. Les détails du procédé, la nature des produits et les opérations subséquentes sont tellement semblables à ce qui vient d'être exposé, qu'il n'y a rien à ajouter.

FUSION DU MINERAI D'ÉTAIN.

2479. La fusion des minerais d'étain s'opère par deux méthodes différentes suivant leur nature. Celui qui provient des mines fournit un métal impur qui exige des manipulations nombreuses, et pour lequel on ne craint pas l'emploi de la houille. On le traite dans un fourneau à réverbère. Celui qui se retire des terrains d'alluvion donne un métal bien plus pur, le minerai n'étant souillé que de quelques nodules de fer hématite faciles à séparer. Aussi, prend-on la précaution de traiter ce minerai au charbon de bois, afin d'éviter les souillures qu'il recevrait de la houille ou du coke, combustibles qui fourniraient du soufre à l'étain obtenu.

La réduction de la mine d'étain d'alluvion s'effectue dans des fourneaux à manche, et le seul combustible qu'on y emploie est le charbon de bois. Cette méthode de fusion est extrêmement simple, et probablement la plus ancienne de toutes, comme sembleraient l'indiquer les restes de fourneaux de construction grossière que l'on rencontre quelquefois, et dans certains desquels il paraît que l'on a compté sur le tirage seul pour activer le feu.

2480. *Fusion du minerai au fourneau à manche, en Angleterre.* Les fourneaux dont on fait usage aujourd'hui sont originaires de Schlakenwald en Bohême, et ont été adoptés dans la plupart des usines. Ce sont de hauts-fourneaux assez semblables à ceux employés pour la fusion de la fonte; ils ont 4m,92 de hauteur, depuis le fond du creuset jusqu'au gueulard, qui est placé à la naissance d'une cheminée longue et étroite, interrompue par une chambre où se déposent les poussières métalliques emportées par le courant d'air. Cette chambre n'est pas placée verticalement au dessus du fourneau, ce qui oblige à donner une direction oblique à la partie inférieure de la cheminée. Le massif du fourneau est bâti en briques; il forme un prisme à base carrée, un peu moins large que haut; le gueulard, sensiblement rond, a 0m.40 de diamètre. On y jette alternativement le minerai et le combustible. L'intérieur du fourneau est formé d'un cylindre en fonte vertical, revêtu d'argile et présentant une ouverture pour le passage du vent. Celle-ci reçoit une tuyère dans laquelle se rendent les buses de deux soufflets ; elle se trouve à une petite hauteur au-dessus de la sole du fourneau. Au niveau de cette sole, le cylindre présente une échancrure au dessous de laquelle se trouve le bassin de réception, qui est placé en partie au dessous du vide intérieur du fourneau, et en partie extérieurement. Au niveau du sol se trouve un second bassin de réception plus grand que le premier,

qui peut s'y décharger au moyen d'une rigole légèrement inclinée. Le second bassin a près d'un mètre de largeur sur 0m,60 de profondeur. Enfin, non loin de ce dernier bassin on en voit un troisième d'environ 1m,50 de diamètre sur 0, m,80 de profondeur, qui sert au raffinage. Tous ces bassins sont en briques ou en fonte de fer.

Ce fourneau, employé en Angleterre pour la fusion du minerai d'alluvion, reçoit le minerai sans addition, et sans grillage préalable. Il paraît qu'on charge sans règle bien fixe, ayant soin seulement que le fourneau soit maintenu plein. A mesure que l'étain se réduit, il coule dans le bassin de réception; les scories sont enlevées à mesure qu'elles se figent.

Ces scories sont partagées après un cassage préalable; celles qui renferment des grenailles d'étain sont bocardées, lavées, et le résidu du lavage repasse au fourneau à manche; celles qui contiennent de l'oxide d'étain sont repassées sans préparation; enfin les scories pauvres sont rejetées.

L'étain est conduit dans le premier bassin de réception où on le laisse en repos pendant quelque temps. Il se partage ainsi en plusieurs zones; l'étain pur gagne la surface et l'étain allié se rassemble au fond du bassin. On décante les parties supérieures dans le bassin d'affinage préalablement chauffé. On fait même un feu modéré au dessous de la chaudière, si elle est en fonte.

On procède alors au raffinage proprement dit, qui a surtout pour objet de débarrasser l'étain des scories ou poussières mécaniquement interposées dans sa masse. On y parvient, à l'aide d'une ébullition artificielle, excitée par du charbon mouillé ou du bois vert qui fournissent de l'eau en vapeur.

On met donc toute la masse en agitation, en plongeant dans le métal fondu des morceaux de charbon mouillés ou de bois vert, et les tenant au fond de la chaudière, au moyen d'un châssis de fer. L'eau du charbon ou du bois se convertit promptement en vapeur qui, s'élevant à travers le métal, le fait paraître en ébullition rapide. Au bout de trois heures, cette opération est achevée; on élève le châssis. On laisse le bain en cet état de fusion tranquille, pendant deux heures; on enlève la crasse qui couvre sa surface, et l'étain qui présente un éclat brillant particulier est versé dans des moules convenables, où il forme des pains qu'on livre au commerce. S'il y avait encore des métaux étrangers, ils se trouveraient au fond, et l'alliage serait mis à part.

Quelquefois néanmoins, on met l'étain pur sous une forme différente. On chauffe les pains jusqu'à un degré connu, auquel le métal est rendu cassant; on les enlève alors à une hauteur considérable, et, en les laissant retomber sur le sol, ils se divisent en petits fragments d'une apparence particulière, qui portent le nom d'*étain en larmes*. Cette apparence caractéristique de l'étain en larmes est due

à une cristallisation assez régulière de l'étain qui s'est effectuée pendant sa solidification. Au moment où le pain se brise, les cristaux se tordent et se déforment. Il est probable que l'étain le plus pur est celui qui donne les cristaux les plus volumineux, ce qui explique la garantie que cette pratique donne au commerce.

2481. *Fusion du minerai au fourneau à manche, en Saxe.* C'est toujours dans le fourneau à manche au moyen du charbon de bois qu'on traite les mines d'étain de Saxe. Les dimensions des fourneaux varient. On a constaté par des expériences en grand que les plus hauts fournissent une quantité d'étain plus grande et dans un temps plus court, en brûlant peut-être un peu plus de charbon. Tel est du moins le résultat des comptes présentés par M. Manès. Suivant d'autres auteurs, les fourneaux élevés présenteraient, au contraire, une économie de charbon. Quoi qu'il en soit, on a trouvé dans ce mode de construction un avantage réel qui en a déterminé l'adoption dans les usines les mieux dirigées. Le traitement diffère d'ailleurs dans sa marche de celui qu'on suit en Angleterre, et demande par conséquent une description spéciale.

Avant d'entamer cette description, nous ferons observer qu'il s'agit ici d'un minerai en roche, et que ce minerai a été partagé par le lavage en deux produits principaux. L'un plus dense, soit par sa richesse en oxide d'étain, soit par le volume des grains qui le composent, prend le nom de *schlich grossier*. L'autre plus léger, soit par sa pauvreté, soit par la finesse de son grain, prend celui de *schlich fin*. On mêle pour la fusion ces deux produits en proportions déterminées par leur richesse. Quelquefois même, on partage les schlichs en trois qualités, *schlich grossier, moyen* et *fin,* qu'on mêle également pour la fusion en proportions convenables. Le but de ces mélanges consiste à rendre toutes les fontes égales autant qu'on le peut, soit pour le produit, soit pour la richesse moyenne du minerai. Les opérations de fusion en deviennent plus sûres. Il en résulte en outre que la nature des laitiers, et leur qualité relativement au métal, deviennent plus constantes, et qu'on a moins à craindre l'excès de silice qui pourrait se trouver dans l'un des schlichs. Enfin, on obtient, par ces mélanges, une fusibilité moyenne des laitiers qui varie peu ou point dans les diverses opérations. Toutes ces précautions sont commandées par le mode de traitement qui diffère de celui qu'on emploie en Angleterre au moyen des fourneaux à réverbère, en ce que la température est plus constante et l'opération continue.

La pl. 42, fig. 1, 2, 3, 4 montre les principales dispositions de la fonderie et des fourneaux d'Altenberg.

A, plan du grand fourneau; — B, plan du petit fourneau; — C, roue hydraulique qui met les soufflets en mouvement; — D, soufflets, — E, chambre des fondeurs; — F, emplacement des schlichs et du charbon.

1, massif du fourneau ; 2, chemise ; 3, creuset ; 4, plan incliné pour les scories ; 5, réservoir d'eau où sont reçues les scories ; 6, bassin de percée ; 7, aire d'épuration ; 8, bassin d'épuration ; 9, chambre de sublimation ; 10, table de cuivre ; 11, réservoir d'eau pour les charbons.

Le grand fourneau, qui a quatorze pieds de hauteur, est construit en syénite-porphyre à gros grains. La cuve intérieure est faite de briques réfractaires dans la partie supérieure, et de pierre de grès vers la forme. Le bassin de réception de l'étain se trouve dans le fourneau même. Il est de forme ovale, et se construit avec une couche de brasque pesante. A sa partie inférieure, se trouve le trou de percée qui traverse la pierre placée de champ qui ferme le devant du fourneau. L'œil construit à la face antérieure du fourneau, se tient fermé en partie pendant la fonte, avec de l'argile. On l'ouvre entièrement au moment de la percée, pour enlever les scories qui se sont attachées au bassin de réception.

Le vent est donné par deux soufflets de cuir.

En face de l'œil, et au dessous du bassin de réception, se trouve le bassin de percée.

On y fait rendre l'étain rassemblé dans le premier, par un trou d'environ six pouces de diamètre, qu'on tient ordinairement fermé par un tampon d'argile. Ce second bassin est formé de pierres de syénite.

A gauche du fourneau se trouve une petite aire rectangulaire. C'est l'aire d'épuration et de fusion. Elle tient à un bassin de même longueur, de dix-huit pouces de largeur et de deux pieds de profondeur. Enfin, à droite du fourneau est le plan incliné sur lequel coulent les scories qu'on fait rendre dans un petit réservoir plein d'eau.

La place de chargement du fourneau est sur sa face latérale gauche, à trois pieds au dessous du gueulard ; on y monte par un escalier en pierre. Le gueulard est recouvert lui-même d'une grande chambre construite en planches enduites d'argile ; elle a vingt pieds de longueur, douze de largeur et seize de hauteur ; cette chambre retient le minerai en poussière que le vent des soufflets entraîne avec la fumée, et laisse dégager celle-ci par deux ouvertures carrées, situées de part et d'autre du fourneau.

Le petit fourneau à scories, haut de cinq pieds, est construit en pierre de syénite-porphyre, sa sole est en brasque pesante, et sa forme en argile. Cette dernière reçoit les buses de deux soufflets en cuir. Au devant de l'œil, se trouve le bassin de réception qui, extérieur au fourneau, est creusé dans la brasque. Près de lui est un réservoir d'eau dans lequel on jette les scories qui surnagent le bain.

Quand il s'agit de commencer un fondage, on prépare le fourneau. Ce travail consiste à changer sept pièces ; savoir : les quatre pierres qui forment les deux côtières, les deux pierres de la forme, enfin

celle de devant ; on doit en outre couvrir la pierre de sole d'une nouvelle couche de brasque, faite de quatre parties de poussier de charbon et une partie d'argile; enduire les bassins de percée et d'épuration d'une même couche d'argile, sur laquelle on étend ensuite du poussier.

Le fourneau disposé, il faut le sécher. On remplit, à cet effet, le bassin de réception de charbon enflammé ; on jette par le gueulard quatre mesures de charbon noir dans la cuve, dont la combustion dure environ deux heures; le lendemain on répète la même opération, et ainsi de suite pendant quatre à cinq jours, en augmentan chaque fois la quantité de charbon, jusqu'à la remplir à moitié la dernière fois, lorsqu'on veut commencer le fondage.

Pour la fonte, on mêle ensemble parties égales de schlich gros et moyen et un quart de schlich fin ; on casse le charbon de grosseur convenable, et on le plonge dans un petit réservoir d'eau, d'où on le tire ensuite avec un râteau. Les menus morceaux sont mis de côté, et servent, étant pulvérisés sous le bocard, à faire la brasque dont on a besoin.

Le fourneau étant disposé, séché, et tout étant prêt pour la fusion, on commence à charger. On passe d'abord les scories d'un travail précédent et on donne ensuite le vent. Le fourneau étant plein de scories, on commence à charger en minerai, et on augmente le vent. Quatre heures après, l'étain commence à paraître dans le bassin de réception, les premières scories produites sous l'influence d'une température trop basse, sont riches en étain et doivent être rechargées aussitôt.

Le fourneau ayant pris une marche uniforme, on charge sur l'une et l'autre côtière, à une main de distance de la face de la tuyère ; ce que les fondeurs regardent comme le plus avantageux ; au reste, le chargeur examine toujours à la tuyère avant de charger, et selon que le nez est trop long ou trop court, selon que la chaleur est plus grande d'un bord que de l'autre, il éloigne ou rapproche les charges du côté de la tuyère, ou bien charge plus ou moins fortement le minerai du côté qui est plus ou moins échauffé. A chaque fois qu'on charge, le fondeur enlève les scories qui couvrent le bain du bassin de réception au moyen de ringards qu'il introduit par l'ouverture ménagée au bas de l'œil. Il fait tomber ces scories dans le réservoir d'eau qui est au bas du plan incliné, puis recouvre la partie antérieure du bain de poussier de charbon.

Après vingt ou vingt-quatre heures, à partir du commencement des charges en minerai, ou le passage de dix quintaux de schlich, le bassin de réception est ordinairement plein : alors on doit percer. On chauffe préalablement le bassin de percée et celui d'épuration avec de gros charbons enflammés qu'on entasse ensuite sur l'aire d'épuration, sur une hauteur d'environ huit pouces. Le fondeur arrête ensuite les soufflets, découvre le bain, et tandis que le chargeur soutient

avec des ringards et des pelles, les scories et les charges supérieures, il nettoie la surface et fait la percée.

Le bassin de réception étant vide, le fondeur enlève avec le ringard tout ce qui s'est attaché à ses parois ; il introduit sur le fond du bassin, par l'œil, du poussier de charbon qu'il tasse fortement ; le chargeur ôte la grille, redonne le vent, et charge.

L'étain coulé dans le bassin de percée est aussitôt puisé avec une cuiller, et filtré doucement sur les charbons de l'aire d'épuration. Celui qui se rend dans le bassin au dessous de cette aire est ensuite puisé à la poche et roulé en balles.

On coule toutes les quinze à dix-huit heures; on passe dans ce temps 500 kil. de schlich et 250 kil. de scories en 18 à 20 charges, on brûle 5,6 mèt. cube de charbon, et on obtient 225 kil. d'étain et 25 kil. de crasses qu'on repasse dans les charges suivantes, par portions de 4 kil. à la fois.

Aussitôt que le bon schlich est passé, on charge les schlichs des derniers résidus de lavage, lorsqu'on en a; mais on n'en retire jamais autant d'étain. En général, dans une coulée de ces résidus, dont la durée est de quinze heures, la quantité des schlichs passée est de 600 kil., le charbon brûlé de 3,6 à 4,5 mèt. cube., et on retire 130 kil. d'étain.

Dans le fondage de ces divers schlichs, les scories qu'on fait rendre dans le réservoir d'eau en sont retirées, brisées en morceaux et mises en tas séparés. Comme elles sont encore toutes riches en étain, on les repasse au fourneau, immédiatement après que les schlichs sont épuisés. Comme les scories sont plus fusibles que le minerai cru, les charges sont plus rapprochées; on perce environ toutes les vingt-quatre heures, et on obtient de 1800 kil. de scories, environ 240 kil. d'étain avec une consommation de 6,6 mèt. cub. de charbon.

Les scories qui résultent de ce fondage sont d'une plus grande fluidité que les premières, et coulent d'elles-mêmes sur le plan incliné. Quoique moins riches, elles contiennent encore assez d'étain et sont recueillies, cassées de même en petits morceaux et destinées à être passées au petit fourneau.

Les premières scories étant toutes passées au grand fourneau, on l'arrête, on le nettoie, on enlève les laitiers qui se sont attachés aux parois du bassin de réception; on détache de l'intérieur du fourneau les matières qui y tiennent et qu'on nomme débris de fourneau, et toutes ces matières sont mises à part pour être retraitées.

Le grand fourneau marche ordinairement huit à neuf semaines. Dans ce temps on passe environ 410 quint. métriques de schlich, on brûle 560 à 590 mètres cubes de charbon, et on obtient pour produit 205 quintaux métriques d'étain, dont 15 environ provenant de la refonte des scories.

2482. *Refonte des scories.* Quoique refondues, ces scories ne sont pas épuisées. Elles renferment encore de l'étain que l'on peut en ex-

traire, au moins en partie, par une nouvelle fonte. Celle-ci s'exécute dans le petit fourneau (fig. 1 et 4), en conduisant l'opération à peu près comme dans le grand. La fusion s'opère aussi sans addition.

Ordinairement cinq minutes après avoir commencé la charge, paraissent déjà les scories dans le bassin; ces premières scories sont peu liquides, chargées encore d'étain, et par cela même doivent être rechargées aussitôt; bientôt après il coule de l'étain, des scories plus fluides, et des crasses pulvérulentes qui retiennent beaucoup de grains d'étain, et sont mélangées de cendres et de débris de fourneaux; les premières s'étendent dans le bassin, se figent à sa surface, et sont enlevées de cinq minutes en cinq minutes sous forme de gâteaux, qu'on plonge dans un réservoir d'eau. Les autres, qui restent toujours dans la partie du bassin qui est immédiatement sous l'œil, sont rechargées en partie et en partie mises de côté pour être réunies aux débris qu'on retire du fourneau après l'opération.

Quand le bassin est plein d'étain, on arrête les soufflets, on enlève les scories qui surnagent le bain. Les premières sont plongées dans l'eau, et les dernières, plus riches en étain, sont rechargées immédiatement. On puise l'étain avec une cuiller, et on le jette sur l'aire d'épuration.

Les scories rassemblées dans le réservoir d'eau en sont retirées à mesure pour être repassées encore une fois dans le fourneau, aussitôt que les premières sont épuisées.

Une fonte (10,2 à 15,4 quintaux métriques de scories) dure dix-huit à vingt heures, on y brûle 4,5 mètres cubes de charbon, et on en retire environ 102 kil. d'étain. Les débris du fourneau et les laitiers riches, mis à part, sont réunis aux produits de même nature recueillis au grand fourneau.

Pendant la fonte des schlichs et des scories, on retire plusieurs produits, qui, quoique assez pauvres, ne doivent pas encore être rejetés. Ce sont :

1° Les poussières de la chambre qui recouvre le gueulard du grand fourneau : c'est un schlich mélangé de cendre et de poussier de charbon. Il n'exige d'autre traitement qu'un simple lavage sur les tables dormantes; on en retire le schlich qu'il contient, et on l'ajoute au schlich d'une nouvelle fonte.

2° Les crasses qui demeurent sur l'aire d'épuration; elles sont de nature compacte ou scoriformes, elles contiennent quelques grains d'étain et des métaux étrangers. On les repasse de suite au grand ou au petit fourneau, dans les charges suivantes.

3° Les laitiers durs : ce sont des masses compactes, denses et pesantes qui sont formées de divers métaux mélangés à l'étain, et qui s'attachent aux parois du bassin de réception. On les repasse une fois au petit fourneau avec d'autres scories, on fond à la fois 18 à 20 quintaux de cette matière avec 9 à 10 quintaux de scories, on retire

3/4 à 1 quintal d'étain. Les scories et les nouveaux laitiers sont plus réfractaires que les premiers ; il n'est plus possible d'en tirer parti.

4° Enfin les débris du fourneau. Ceux qui proviennent du grand fourneau, contiennent, outre les pierres du fourneau et l'argile calcinée, de l'étain demi-fondu, des scories et des grains d'étain qui sont fortement unis ensemble ; ils sont plus purs, plus riches et plus fusibles que les débris provenant du petit fourneau. Ces derniers consistent en pierres de fourneau, charbon et scories très-difficilement fusibles.

Ces débris, rassemblés en assez grande quantité, sont bocardés et lavés dans un petit atelier qui est près du fourneau. La farine du bocard est passée au crible à eau et donne sur le crible un produit à gros grains, qui est pur, et dans la cuve un produit plus fin, qui ne le devient qu'après avoir passé sur la table dormante. Ces deux produits sont chargés ensuite ensemble dans la refonte des scories.

2483. *Fusion des minerais au four à réverbère.* Le minerai d'étain qui provient des mines fournit un métal impur qui exige des manipulations nombreuses, et pour lequel on ne craint pas l'emploi de la houille. On le traite, en Angleterre, dans un fourneau à réverbère.

Les fourneaux employés pour fondre la mine d'étain sont des fourneaux à réverbère ordinaires, capables de contenir une charge de 600 à 800 kilogr. de minerai.

Ces fourneaux (pl. 43, fig. 5, 6 et 7) sont à une seule chauffe. La sole a environ 3m,3 de long, sur 1,7 à 2,2 de large; la voûte est très-surbaissée; dans son point le plus haut, qui est près de la chauffe, elle ne s'élève qu'à 0,50 au dessus de la sole. La grille, sur laquelle on ne brûle que de la houille, a environ 0m,7 de large sur une longueur un peu moindre. La hauteur de la cheminée ne surpasse pas 8 à 10 mètres. Le fourneau présente trois portes : une pour la chauffe, une pour la charge, placée sur le côté de la sole, et une troisième pour brasser la masse fondue et faire sortir les scories; celle-ci est placée à l'extrémité de la sole, opposée à la chauffe, au dessous de la cheminée. La sole est légèrement concave, et de son point le plus bas *a* (fig. 7) par un conduit qui, passant sous la porte latérale de la chauffe, conduit à un bassin de réception en briques *b*, qui se trouve en avant de cette porte, ou à une chaudière en fonte qui en tient la place. Ce conduit est bouché, pendant la fonte, avec un tampon d'argile ou de mortier; on ne l'ouvre qu'à la fin de l'opération, pour laisser couler l'étain.

On prépare la charge en mêlant le minerai avec une quantité de houille sèche en poudre, qui varie entre 1/15 et 1/8 de son poids, suivant sa richesse. Dans quelques usines, on ajoute une médiocre quantité de chaux éteinte, pour augmenter la fusibilité du laitier.

On mélange bien la masse, et on l'humecte d'eau. Cette dernière précaution rend le chargement plus facile et prévient la dispersion du minerai, qui serait entraîné par le vent du fourneau, avant que la fusion ne fût commencée.

La chaleur employée est très-forte, mais elle est graduée. Dès que la charge est faite, on ferme les portes, on lute leurs joints et on chauffe. M. Taylor pense, que le point important de la conduite du feu, consiste à opérer la réduction de l'oxide d'étain avant la fusion du laitier. Si celle-ci avait lieu trop tôt, il se formerait, dit-il, un émail difficile à réduire; et l'on éprouverait de grandes pertes. On donne enfin une chaleur telle qu'elle puisse mettre la masse en fusion parfaite, et on la soutient pendant sept ou huit heures. La fonte est alors terminée et la charge bonne à tirer. On brasse la matière pour faciliter la séparation du métal; au bout de quelques instants, on peut enlever les scories de la surface du bain, soit pendant que l'étain s'écoule par le trou de coulée qu'on a débouché, soit avant qu'on ait ouvert celui-ci.

La méthode indiquée par M. Taylor, s'accorde si peu avec les observations faites par MM. Juncker et Dufrénoy, dans leurs essais sur la mine d'étain de Piriac, qu'on pouvait conserver quelque doute sur son efficacité. M. Taylord regarde un feu modéré comme nécessaire pour commencer, et ces deux ingénieurs avaient trouvé convenable, au contraire, de donner, dès le commencement, une chaude suffisante pour fondre. Cette méthode a prévalu dans les usines anglaises les plus récentes.

MM. Coste et Perdonnet, qui ont fait connaître les nouvelles formes des fourneaux à réverbère, pl. 43, fig. 8, 9, 10, y ont vu le travail s'exécuter d'après les bases suivantes:

On donne, dès l'abord, un bon coup de feu, et au bout d'une heure la matière est déjà en fusion. On retire, de temps à autre, les scories qui surnagent le bain. De temps à autre aussi, on brasse la masse. Vers la fin du fondage, on jette un peu de houille sèche sur les scories, pour les solidifier.

On coule le métal dans le bassin de réception; il reste sur la sole des scories tufeuses, qui sont traitées à part.

L'expérience et la théorie s'accordent ici pour montrer que l'étain sera réduit sans difficulté, tant qu'il y aura dans le minerai assez de silice pour en saturer les bases.

L'étain obtenu exige un traitement qui se compose d'une liquation et d'un raffinage.

Après avoir laissé reposer le métal dans le bassin de réception, pour que les scories aient le temps de se rassembler à sa surface, on le puise au moyen de poches, et on le coule dans des moules, de manière à en former des plaques ou des lingots que l'on met à part pour un raffinage subséquent.

Le laitier, qui se prend bientôt en masse dure, est partagé en trois classes; celui qu'on emporte le premier, est trop pauvre pour être traité de nouveau. Celui qu'on recueille ensuite, contient quelques grains d'étain, et il est soumis au lavage. Enfin celui qu'on ramasse à la surface immédiate du bain métallique, et qui renferme beaucoup de métal, est soumis directement à une nouvelle fonte. Le second laitier bocardé et lavé, fournit un produit qu'on refond ensuite; mais il n'en résulte qu'un étain impur, car les grains que la scorie contenait se seraient réunis au bain général, si la présence d'un métal étranger n'eût diminué leur fusibilité.

Aucune opération de fusion n'est plus facile que celle que l'on fait subir aux mines d'étain, et il n'en est aucune dont on puisse plus aisément rendre compte. Il n'y a que deux choses à faire dans le traitement, décomposer l'oxide et obtenir une fusion parfaite des terres, de manière que le métal puisse s'en séparer facilement.

L'addition de la chaux contribue à effectuer la fusion; celle de la houille détermine la réduction de la mine. La séparation du métal et des terres a lieu pendant la fusion, par la différence de leurs pesanteurs spécifiques, le métal se précipitant au fond du fourneau, et les scories venant flotter à la surface du bain.

2484. *Raffinage de l'étain brut.* Les plaques ou les lingots d'étain que l'on obtient par ce moyen de fusion, sont plus ou moins impurs, selon la qualité du minerai dont on fait usage; on les soumet au raffinage, soit dans le même fourneau quand la fusion du minerai est achevée, soit dans un autre destiné à ce seul objet.

Dans ce dernier cas, les fourneaux qui servent au raffinage de l'étain (pl. 43, fig. 5 et 6) sont pareils à ceux qui servent à la fonte du minerai; seulement, ils présentent à la place du bassin de réception dont nous avons parlé, un bassin de raffinage *c* placé à côté, et dans lequel l'étain se rend par le canal *d*. Ce bassin a environ $1^m,5$ de diamètre et $0^m,80$ de profondeur; il est construit en briques ou remplacé par une chaudière de fonte, sous laquelle se trouve une grille destinée à recevoir le feu : cette dernière disposition paraît préférable. Au dessus du bassin d'affinage, se trouve une potence tournante, dans laquelle passe une tige de fer verticale, susceptible de monter et de descendre; cette tige porte à son extrémité inférieure un châssis également en fer, dans lequel on peut enchâsser des bûches de bois qu'on fait entrer dans le bain de métal, et qu'on y maintient en amenant la potence au dessus, faisant descendre la tige et la fixant dans cette position.

C'est, en ayant égard à la densité et à la fusibilité comparative de l'étain et des matières qui le souillent, qu'on parvient à raffiner ce métal. Les substances que renferme le produit de la première fusion, et que l'on doit en séparer, sont le fer, le cuivre, le tungstène, une certaine quantité de sulfures ou d'arséniures, et un peu de matières terreuses ou scories.

Le fourneau d'affinage n'est porté qu'à un degré de chaleur très-modéré, et les plaques d'étain qu'on y place, ne doivent fondre que par degrés. Le métal fondu s'écoule dans la chaudière, que l'on maintient échauffée au moyen d'un feu léger placé au dessous d'elle. Par ce procédé, les substances les plus infusibles restent dans le fourneau; ce résidu consiste en un alliage très-ferreux; on ajoute de nouveaux saumons lorsque la liquation des premiers est terminée, et on continue, jusqu'à ce que le bassin d'affinage soit suffisamment rempli de résidu.

Alors, on laisse écouler tout l'étain ; puis on pousse le feu jusqu'à fondre le résidu que l'on recueille dans une chaudière distincte. On obtient un autre résidu infusible qui reste sur la sole du fourneau et qui n'est bon à rien. On obtient, en outre, l'alliage fondu que l'on maintient en fusion tranquille. Il se sépare en deux couches, l'une supérieure, d'étain impur bon à traiter de nouveau ; l'autre inférieure, d'un alliage très-aigre et très-cassant, blanc et cristallin, dont on ne peut tirer aucun parti.

Revenons au premier produit de la liquation; il demande un dernier traitement. On le purifie de nouveau, en le remuant pendant quelque temps dans la chaudière. Cette opération est effectuée par un homme qui, avec une cuiller, enlève une partie du métal fondu, et le renverse ensuite dans la chaudière, d'une hauteur telle qu'il puisse agiter la masse et la mettre en totatité en mouvement.

Quand cette opération est terminée, on écume avec soin la surface, et on sépare les impuretés; elles consistent en substances plus légères que l'étain, mais capables de rester en suspension dans le bain, si elles n'étaient dégagées par le mouvement, et portées à la surface. Ce sont des oxides d'étain, de fer, qu'on rejette à mesure dans le fourneau.

En général, on coule en une seule fois tout le métal dans les moules, après que l'on a achevé de l'agiter et de l'écumer, mais le produit des mines impures et ferrugineuses peut cependant exiger une préparation propre à priver l'étain de tout autre mélange. On maintient alors la masse à l'état de fusion dans la chaudière, sans l'agiter; par ce moyen, les parties plus pesantes que l'étain se rassemblent au fond, et en mettant à part les dernières portions de métal, celui qu'on recueille à la surface se trouve amené à un état de pureté bien plus grand. Le bain se partage par le repos, en diverses zones; les zones supérieures sont les plus pures ; les couches moyennes contiennent un peu d'alliage; quant à celles du fond, elles sont le plus souvent si impures, qu'elles exigent un nouveau raffinage, comme si elles provenaient du minerai.

La dernière opération consiste à jeter le métal raffiné, au moment où il commence à se refroidir, dans des moules formés ordinairement de granite et de dimensions telles, qu'ils peuvent contenir des pièces

d'étain pesant quelquefois jusqu'à 300 livres chacune. On donne sur les marchés le nom d'*étain en saumons* à l'étain ordinaire, et la partie qui a été traitée avec plus de soin se distingue par celui d'*étain raffiné*.

CONSOMMATIONS.

1° Dans un fourneau bas, de 6 pieds de haut, on consomme, à Schlackenwald, en Bohême, pour obtenir 100 k. d'étain,
Schlich 250 kilogr.

50 pieds cub. charbon de bois = 250 kilo. = 1,610,000 calories.

2° Dans un fourneau à cuve de 15 pieds de haut, on consomme, à Schlackenwald, en Bohême, pour obtenir 100 kilo. d'étain,
Même schlich 240 kilo.

168 kilo. charbon de bois de même qualité = 1,176,000 calories.

3° Dans le fourneau à manche, on consomme en Angleterre, pour obtenir. . . . . 100 kilo. d'étain,
Minerai d'alluvion 151 kilo.
160 kilo. charbon de bois = 1,129,000 calories.

4° Dans le fourneau à réverbère, on consomme en Angleterre, pour obtenir. . . . . 100 kilo. d'étain,
Schlich 155 kilo.
175 kilo. houille = 1,225,000 calories.

5° Dans le fourneau d'Altenberg de 15 pieds de haut, on consomme, pour obtenir. . . . . 100 kilo. d'étain,
Schlich 216 kilo.

200 kilo. charbon de bois résineux = 1,400,000 colories.

Il paraît, d'après les renseignements donnés par MM. Coste et Perdonnet, que les perfectionnements apportés récemment dans la marche et la construction des fours à réverbère anglais, auraient diminué d'une manière remarquable la consommation de combustible.

6° A Saint-Austle, au four à réverbère, on consomme, pour obtenir. . . . . 100 kilo. d'étain,
142 kilo. de houille = 994,000 calories.

7° A Carvedras. . . . . 100 kilo. d'étain,
100 kilo. de houille = 700,000 calories.

A la vérité, les exploitants étant soumis à payer un droit d'entrée sur la houille, ont quelque intérêt à cacher leur consommation, mais l'accord des divers renseignements permet de croire que cette amélioration est réelle.

Voici le tableau de la consommation de l'étain en France, pendant quelques-unes des dernières années.

1818	369,556 kilogrammes.
1819	495,517
1820	710,158
1821	631,813
1822	784,139
1823	807,599
1824	932,861

1825	999,578
1826	1,765,428
1827	1,099,592
1828	1,210,155
1829	1,208,727
1830	833,443
1831	858,019

Ces nombres expriment la consommation réelle de la France, car elle ne possède pas de mines d'étain en exploitation, quoiqu'on ait trouvé du minerai d'étain à Vaulry dans le Limousin, et à Pyriac en Bretagne.

CHAPITRE IV.

Traitement de l'Arsenic.

2485. Quoique le traitement des minerais d'arsenic ait déjà été considéré d'une manière générale, cependant la liaison intime qui existe entre cette exploitation, celle de l'étain et celle du cobalt, nous engage à entrer dans de nouveaux détails à ce sujet.

On extrait toujours l'arsenic de l'acide arsénieux. Celui-ci provient lui-même du grillage des minerais arséniurés, tels que les minerais d'étain et de cobalt, et quelquefois même de minerais exploités uniquement pour arsenic. C'est le cas que nous considérerons ici, les autres rentrant nécessairement dans le même système de traitement, une fois qu'on s'est procuré l'acide arsénieux. Nous prendrons comme exemple le traitement de l'arsenic en Silésie.

La Silésie possède deux mines de fer arsenical qui approvisionnent les usines de Reichenstein et d'Altenberg : ce minerai sert à la fabrication de l'arsenic métallique, de l'acide arsénieux, du réalgar, et de l'orpiment. Le traitement dans ces deux usines est à peu près le même, quoique les minerais soient différents.

2486. L'exploitation de la mine d'Altenberg remonte au delà de quatre cents ans. Le minerai s'y trouve en filons, dans le thonschiefer et le porphyre; c'est du mispikel renfermant :

Soufre.	20,65
Fer.	35,62
Arsenic.	43,73
	100,00

Au sortir de la mine, le minerai est cassé et trié en trois variétés. Les morceaux renfermant de la galène sont mis à part. Les trois variétés sont:

1° Minerai pur, *Stofferz*;

2° Minerai pauvre, *Pocherz*;

3° Menu, *Grubenklein.*

Ces trois sortes de minerai sont réduites en schlichs, sous un bo-

card composé de trois caisses, ayant chacune trois pilons : une seule roue fait mouvoir le bocard et une table à secousse; celle-ci sert à laver le schlich qui provient du bocardage; les boues sont recueillies et converties en schlamms sur des caisses à tombeau.

Le stofferz rend après ces préparations 95 p. 0/0 de schlich.

Le pocherz. . . . . 33 p. 0/0
Les grubenklein. . . . . . . 20 p. 0/0

2487. *Grillage*. Les schlichs sont transportés à l'usine et desséchés sur le fourneau de grillage. Le traitement qu'on leur fait subir pour en retirer l'acide arsénieux, consiste en un simple grillage.

Celui-ci s'exécute dans un fourneau à moufle (pl. 44, fig. 1, 2 et 3) qui consiste en une sole plate, inclinée un peu de l'arrière à l'avant et recouverte d'une voûte cylindrique surbaissée, construite en briques réfractaires ainsi que la sole.

La moufle a 10 pieds de long sur 6 de large et repose au dessus d'un foyer, qui règne sur toute sa longueur; des deux côtés de la grille et perpendiculairement à l'axe, partent plusieurs canaux qui embrassent la moufle et vont se rendre dans deux cheminées au moyen d'un canal commun parallèle à l'axe : ces canaux servent à la circulation de la flamme et sont séparés les uns des autres, par des massifs de briques, qui font également le tour de la moufle. Un ouvrier fait tomber le schlich, qui a été séché sur le fourneau, par deux trémies qui vont aboutir à la partie supérieure de la moufle; il l'étend ensuite uniformément sur toute la sole avec un râble.

Les trois espèces de schlich sont grillées séparément; on en charge à la fois 7 quintaux 1/2, on ferme les trémies et on chauffe. L'arséniure se décompose, la plus grande partie de l'arsenic se change en acide arsénieux, qui forme des vapeurs nommées fleurs d'arsenic; elles vont se rendre, par deux canaux placés au fond de la moufle, dans des chambres de condensation, en suivant la route indiquée par les flèches.

Le grillage dure douze heures; le résidu est presque entièrement exempt d'arsenic. On brûle en vingt-quatre heures, pour le grillage de quinze quintaux de minerai, une tonne de houille menue, un peu moins de deux hectolitres. Cette faible consommation de combustible tient, sans doute, à ce que le minerai produit lui-même, en se grillant, une quantité de chaleur qui s'utilise dans l'opération. On évalue les quantités d'acide arsénieux brut obtenu

à 45 p. 0/0 pour le schlich de Stofferz.
40 . . . . de Pocherz.
33 . . . . de Grubenklein.

Au bout de cinq ou six semaines, on retire l'acide arsénieux des chambres de condensation. On en récolte environ 300 quintaux. L'acide arsénieux le plus pur, se trouve dans la chambre inférieure; celui qu'on ramasse dans la chambre supérieure contient du soufre.

L'extraction de l'acide arsénieux qui s'est déposé en farine dans la chambre, est une opération délicate. Les ouvriers qui l'exécutent se couvrent la figure d'un masque en peau muni d'œillères en verre. Ils revêtent une robe de peau fermée avec soin. Au dessous du masque, on place une éponge ou un linge mouillé sur les narines et la bouche, afin de purifier l'air qui est nécessaire à la respiration.

2487. *Raffinage*. L'acide arsénieux brut est raffiné par sublimation : pour cela, on se sert de pots en fonte ayant 2 pieds 5 pouces de hauteur, 1 pied 10 pouces de diamètre ; le fond étant plus sujet à se détériorer à 3 po. d'épaisseur. Quatre pots semblables sont placés chacun au dessus d'un petit foyer, dont la flamme va se rendre dans une cheminée commune. Ces foyers sont cylindriques, munis d'une grille au dessous de laquelle est un cendrier. On met dans chaque pot, 3 quintaux et 1/2 d'acide arsénieux brut, ensuite on le recouvre d'un cylindre en fonte formé de trois pièces circulaires ayant chacune 1 pied 3 pouces de hauteur. Ce cylindre est surmonté d'un chapiteau conique, terminé par un tuyau en tôle, qui va se rendre dans une chambre de condensation. On allume le foyer qu'on alimente avec de la houille; l'acide arsénieux se volatilise, se condense contre les parois du cylindre et forme une couche de verre transparent de 2 pouces d'épaisseur ; ce verre est blanc, jusqu'au 1/3 du cylindre ; celui qui est à la partie supérieure est impur, il a une couleur brune et a besoin d'être raffiné de nouveau, jusqu'à trois ou quatre fois.

Le chapiteau et le tube de tole renferment des fleurs que l'on recueille, au bout d'un certain temps.

Les ouvriers, vers la fin de l'opération, ont l'habitude de soulever le chapiteau, parce qu'ils prétendent qu'il se condense davantage d'arsenic dans les cylindres ; ce fait est peut être vrai, car l'air froid pénètre dans l'appareil et facilite la condensation. Mais il en résulte une perte en arsenic et un grave inconvénient pour les ouvriers ; car de l'acide arsénieux en fleurs, se répand dans l'usine, en s'échappant par le chapiteau, incommode beaucoup les ouvriers et va se condenser en partie dans l'usine et en partie dehors.

Après avoir chauffé pendant 12 heures, on laisse tomber le feu et l'on abandonne l'appareil, jusqu'au lendemain : alors, on retire le verre et les fleurs sublimées. Dans cette opération, la perte peut s'évaluer à 1/8, de sorte que dans les quatre pots, où l'on charge 14 quintaux, on retire chaque jour 12 quintaux 1/2 de verre d'arsenic. Cette perte est due aux fleurs qui se condensent dans le tuyau, dont la quantité peut-être évaluée à 3 livres par 100, aux autres fleurs qui se répandent dans l'usine et au résidu qui se trouve au fond des pots Celui-ci est noirâtre et très-impur; on le charge avec les schlichs dans le fourneau de grillage.

Le verre est trié eu pur et impur : le premier est cassé en gros morceaux et renfermé dans des tonneaux de la capacite de 2 quintaux

Ces tonneaux sont revêtus intérieurement d'une toile goudronnée, afin d'empêcher les poussières d'en sortir.

Le verre impur est soumis à un deuxième, troisième et quatrième raffinage, suivant sa qualité. En 12 heures, la consommation en combustible, pour les quatre pots, est de quatre hectolitres de houille.

2488. *Réduction.* Elle a pour objet de convertir l'acide arsénieux en arsenic métallique. Celui-ci étant d'un emploi peu étendu, on le prépare très-rarement. Lorsqu'on veut l'obtenir, on prend 1 quintal du verre brut et noirâtre que l'on recueille au fond des pots, on le broie et on le mêle avec 0,2 hectol. de charbon de bois également pulvérisé; ce mélange est placé dans des pots de fonte et chauffé avec de la houille, l'oxide se réduit et le métal se sublime. On consomme, pour cette opération, 32 hect. de charbon de terre en gros morceaux et 1,32 id. de menu.

2489. Le minerai traité à Reichenstein diffère par sa composition, de celui que l'on traite à Altenberg; c'est un arséniure de fer dont la composition est :

Fer. . .	32,35
Arsenic. .	65,88
Soufre. .	1,77
	100,00

Ce minerai se trouve en filon dans le micachiste. Les salbandes sont de chaux carbonatée; il est mélangé d'une très-grande quantité de pyrite magnétique. de pyrite jaune en plus petite quantité, ainsi que de cuivre sulfuré, de plomb carbonaté et de blende. La gangue du minerai est de la serpentine souvent accompagnée de trémolite et d'asbeste. Le minerai est tantôt compact, tantôt fibreux et rarement cristallisé. Le minerai est trié en deux sortes, qui sont le *fer arsénié brun* et le *fer arsénié blanc*; le premier est du fer arsénical disséminé dans de la pyrite; le second est de l'arséniure de fer; l'un et l'autre sont bocardés et réduits en schlichs.

Le grillage de ces minerais se fait dans un fourneau qui diffère du précédent, en ce qu'au lieu de retirer le schlich grillé sur le sol de l'usine, on le fait tomber par une ouverture placée vers la porte de travail, dans une chambre où il se refroidit; de cette manière, les dernières vapeurs d'arsenic qui se dégagent n'incommodent pas les ouvriers. Ce résidu renferme $\frac{1}{40000}$ d'or. Le minerai a été exploité autrefois pour ce métal; on a essayé dernièrement de traiter le schlich grillé, mais les expériences n'ont donné aucun résultat lucratif.

A Reichenstein, on ne traite pour acide arsénieux que le *fer arsénié blanc*; le minerai brun est converti directement en réalgar, sans grillage préalable. On charge 10 livres de schlich et 3 livres de soufre dans des tuyaux en terre disposés dans un fourneau de galère, et munis de tuyaux extérieurs également en terre, qui servent de récipiens. On obtient 4 à 5 livres de réalgar par tuyau. Le fourneau con-

tient onze tuyaux et consomme 1,75 hectolitres de houille par opération, qui dure douze heures. Le réalgar brut est purifié par fusion dans une chaudière de fonte ; il s'en sépare quelques scories, qu'on enlève.

2490. Dans ces usines, les ouvriers, sans cesse exposés à des vapeurs mortelles, ont besoin de prendre des précautions de régime : les boissons alcooliques leur sont funestes. On leur distribue chaque jour, deux petits verres d'huile d'olive ; on leur recommande de se nourrir de légumes accommodés avec beaucoup de beurre ; enfin ils prennent peu de viande et ont soin de la choisir très-grasse.

Pendant les travaux de grillage et de sublimation, ils maintiennent un linge mouillé autour de la bouche et des narines.

L'arsenic métallique entre dans la composition du plomb de chasse ; l'acide arsénieux sert à fabriquer diverses couleurs vertes ; le sulfure d'arsenic sert à dissoudre l'indigo. Toutes ces consommations sont fort limitées, comme l'indique la table suivante, qui montre les importations faites en France, pays qui ne fabrique aucun de ces produits.

	Arsenic.	Acide arsénieux.	Sulfure d'arsenic.
1818	»	»	28,231
1819	»	34,915	»
1820	10,469	49,819	18,631
1821	2,529	18,164	6,797
1822	3,257	30,445	6.266
1823	7,858	39,149	8,009
1824	7,857	68,871	541
1825	3,550	55,513	19,885
1826	8,610	61,251	20,221
1827	12.055	62,609	20.178
1828	10.204	81,426	13,599
1829	3,742	60,953	15,516
1830	2,317	66.347	14,884
1831	1,641	70,586	5,327

CHAPITRE V.

Traitement des minerais de cobalt.

2491. Les produits que les mines de cobalt fournissent au commerce, ne sont ni du cobalt métallique, ni des alliages de cobalt, ce sont en général, des matières colorées en bleu par des sels de cobalt ; elles sont employées comme couleur.

Ces couleurs sont ordinairement formées d'un verre à base de potasse teint par du silicate de cobalt. On en distingue plusieurs variétés sous les noms de *streublau*, *farbe*, *eschel*. Le gros-bleu (*streublau*) est peu employé. La couleur (*farbe*) ou azur est le produit prin-

cipal de ces exploitations. Ces produits se subdivisent en variétés nombreuses désignées par des lettres, telles que

OU outremer commun.
MU outremer moyen.
FU outremer fin.
OC azur commun.
MC azur moyen.
FC, FFC, FFFC, azur fin, surfin, etc.
FE eschel fin.
FFE, FFFE, FFFFE, eschel deux fois, trois fois, quatre fois fin, etc.
OEG, ordinaire eschel broyé.
FOEG, fin ordinaire eschel broyé.

L'outremer est une variété remarquable, par la finesse et la beauté de sa nuance; ce produit n'a du reste que le nom de commun, avec le véritable outremer.

L'azur proprement dit, a une couleur au moins aussi intense que celle de l'outremer; mais son grain est moins fin et sa teinte moins pure.

L'eschel est moins coloré que l'azur et se subdivise en variétés analogues.

Outre ces trois produits principaux, on fabrique encore dans les usines à cobalt, du bleu Thénard, de l'oxide noir de cobalt; mais les procédés en usage rentrent dans ceux qui ont été décrits à l'occasion du cobalt.

Enfin, quand les minerais de cobalt contiennent du nickel, on obtient dans ces usines un produit connu sous le nom de *speiss*, fort riche en nickel et consacré maintenant à la fabrication du packfong.

2492. Dans les usines où l'on traite les minerais de cobalt, le but des travaux métallurgiques n'est donc pas d'obtenir un métal pur, mais de préparer un oxide de cobalt, pour le mêler dans les proportions convenables, avec des matières vitrifiables, telles que la silice et la potasse et d'obtenir par la fusion de ce mélange, un verre d'une belle couleur bleue. C'est ce verre en poudre fine qui est répandu dans le commerce.

Une usine à cobalt est donc, à proprement parler, une verrerie. Quelquefois, outre le smalt, les établissements de ce genre livrent au commerce, sous le nom de *safre* ou *saflor*, du minerai de cobalt calciné, qui renferme ordinairement beaucoup de silice, et qui, par une fusion ultérieure, procure un émail bleu. Nous n'avons pas besoin de parler en particulier de la préparation du safre, puisqu'elle n'est qu'un accident de celle du smalt. Nous parlerons donc ici surtout de la préparation du verre bleu de cobalt.

Il est indispensable dans une usine de ce genre, d'avoir à sa disposition du quarz pur, afin d'en obtenir la silice; il faut aussi se procurer de la potasse de la meilleure qualité, afin de fondre la silice en

un verre parfaitement net. Quant aux minerais de cobalt, ils doivent avoir subi une préparation mécanique très-soignée, dans des ateliers de triage, de bocardage et de lavage, analogues à ceux que l'on emploie dans les ateliers métallurgiques ordinaires. Il nous suffira de jeter un coup d'œil sur ces travaux préliminaires, et sur ceux qui leur font suite. le traitement des minerais de cobalt étant très-limité et la fabrication du smalt pouvant être facilement comprise du lecteur déjà familier avec les travaux des verreries ordinaires.

Les minerais de cobalt renferment ordinairement du cobalt, de l'arsenic, du soufre, du fer, du bismuth et quelquefois du nickel. De toutes ces matières, le nickel et l'arsenic sont les moins oxidables. Aussi, cette propriété est-elle mise à profit pour la séparation du nickel.

Les minerais de cobalt sont d'abord triés en fragments et lavés en schlichs. Pour les priver d'une portion du soufre et de l'arsenic, on les soumet au grillage dans un fourneau à réverbère, surmonté d'une chambre de sublimation; mais on s'abstient de griller les minerais où le nickel abonde, parce que l'oxide de ce métal altérerait la pureté de la couleur bleue qu'on se propose d'obtenir. Le grillage des minerais s'exécute par portions de trois à cinq quintaux. Dans cette opération, ils perdent beaucoup de leur poids.

On s'occupe ensuite à assortir entre eux les schlichs grillés. et à les mêler, dans de justes proportions, avec le quarz et la potasse; quelquefois, pour favoriser la fusion et pour améliorer le produit, on ajoute au mélange, soit de l'arsenic oxidé, soit de l'arsenic sublimé à l'état métallique, soit des résidus de verre de cobalt, obtenus de précédentes opérations.

Quand le minerai n'est pas nickellifère, le principe de ces opérations est très-facile à comprendre. Par le grillage, on convertit le soufre en acide sulfureux, l'arsenic en acide arsénieux qui se dégagent. Le cobalt, le fer restent à l'état d'oxides, mais il se forme en outre de l'arséniate de cobalt ou de fer. Ces oxides et arséniates qui composent le minerai grillé, se vitrifient sous l'influence de la silice et de la potasse et composent le verre bleu.

Quand le minerai contient du nickel, la séparation s'en fait au moyen d'un grillage incomplet. Le protoxide de cobalt étant d'ailleurs une base plus forte que l'oxide de nickel, cette propriété rend la séparation plus facile encore. Le minerai imparfaitement grillé étant soumis à l'action de la silice et de la potasse, il se forme, si l'opération est bien conduite, un verre coloré par le cobalt et un arséniure de nickel qui se sépare. Il est facile de concevoir que l'arséniure contiendra du cobalt, si le grillage a été trop peu avancé, et qu'au contraire le verre contiendra du nickel, si on l'a poussé trop loin.

Voilà pourquoi on ne grille pas les portions de minerai très-riches en nickel; c'est qu'il est plus facile de les doser en les ajoutant au minerai grillé, en portions plus ou moins considérables.

2493. Le smalt renferme donc du silicate de potasse et de cobalt et de l'arséniate de potasse.

L'arséniate de potasse se trouve dans le smalt en proportion faible et variable, qui dépend de la manière dont le minerai a été grillé ; il n'est pas essentiel à sa composition, mais il est certain qu'il a beaucoup d'influence sur la beauté de la couleur. Outre ces parties constituantes, le smalt renferme encore, mais accidentellement, une petite quantité de fer, de silice, de plomb, etc. La plupart des smalts contiennent aussi de l'oxide de nickel. Les matières qui composent le bleu de cobalt ne sont jamais dans un état de combinaison parfaite, car en le lavant, comme nous le verrons plus bas, on obtient un produit légèrement coloré, nommé eschel, qui n'est que du silicate alcalin, renfermant fort peu de cobalt; les eaux de lavage contiennent même de l'alcali libre.

La beauté de la couleur du smalt dépend de l'addition ou de la soustraction de certaines matières. En général, il faut chercher à employer des substances dans le plus grand état de pureté possible. On a remarqué, par exemple, que les acides arsénique et arsénieux, à la dose de 4 à 5 p. 0/0, l'acide phosphorique à celle de 6 à 9 p. 0/0, le zinc, l'étain, l'antimoine et le nitre en très-petites quantités, rehaussent la beauté du smalt; tandis que le nickel, le plomb, le fer au delà de 10 p. 0/0, le bismuth, le borax, la soude, les terres alcalines, l'alumine, le feldspath, la chaux fluatée, le soufre, etc., affaiblissent ou salissent la teinte, et ne sauraient être rejetées avec trop de précautions. D'après cela, le succès de la préparation du smalt dépend donc, 1° de la pureté de l'oxide de cobalt; 2° de celle de la potasse et de la silice; 3° de la juste proportion des substances qui le constituent. Comme les matières premières dont on se sert ne sont pas toujours les mêmes, il est indispensable, chaque fois que l'on en emploie de nouvelles, de faire des essais préliminaires, dont nous parlerons plus tard.

2494. On peut diviser les travaux qui s'exécutent dans ces usines en trois classes. La première renferme les préparations préliminaires, telles que la purification du quarz, de la potasse, et le grillage du schlich. La deuxième comprend les opérations que l'on exécute pour fabriquer le verre : tels sont le mélange des matières composantes, la fonte des mélanges. La troisième contient les préparations que l'on fait subir au verre de cobalt : ce sont le bocardage, la mouture, le lavage, la dessication, le broyage et le tamisage.

Pour former le mélange des matières destinées à la fusion, on procède, avant chaque fonte, à un essai qui consiste en général, à comparer les verres que l'on obtient en petit, avec les modèles soigneusement conservés des diverses nuances ou qualités de verres qu'il s'agit de produire. Ces essais se font sur du minerai grillé. Ce grillage s'opère dans un petit têt ou scorificatoire que l'on place sous une

moufle; on mêle ensuite parties égales de minerai grillé, de quarz et de potasse. On fait en même temps d'autres mélanges, dans lesquels, pour la même quantité de minerai de cobalt, il entre deux, trois et quatre fois plus de silice et de potasse. Ces divers lots sont placés dans autant de petits creusets d'argile réfractaire, et déposés dans le fourneau de fusion; après une couple d'heures, on retire les creusets du feu, et on verse la matière dans de l'eau froide. Chaque espèce de verre étant broyée, on juge, d'après la couleur de la poudre, si l'opération en grand promet ou non un bon résultat.

2495. Pour préparer le quarz, on le soumet à l'action d'un feu de bois, pendant vingt-quatre à trente-six heures, en tas qui contiennent plusieurs centaines de quintaux. Par là, cette substance perd sa cohésion. Quand le quarz est refroidi, on le réduit à l'état de sable fin, sous les pilons d'un bocard à eau. Le sable obtenu est ensuite soumis à une nouvelle calcination dans un fourneau à réverbère. On tamise la matière refroidie, puis on met en réserve le sable pur et fin qui doit entrer dans la composition du verre de cobalt.

Pour épargner le combustible, cette calcination se pratique maintenant dans une espèce de four à chaux. Ce fourneau a une forme elliptique. Son grand axe dans le fond est de 9 pieds 6 pouces, et à la partie supérieure, il a 12 pieds 4 pouces. Le petit axe a dans le bas 4 pieds, et en haut 6 pieds 10 pouces. La coupe verticale présente un cône renversé. A la partie moyenne d'un des petits côtés du massif qui environne le fourneau, est une porte de 1 pied 9 pouces de large, et de 2 pieds 9 pouces de haut, qui sert à retirer le quarz après sa calcination. Le fond du fourneau est muni d'un espace quadrangulaire, profond de 3 pieds, qui remplit les fonctions de cendrier. On commence par remplir cet espace de bois jusqu'au niveau de la porte, puis on dispose sur ce lit une couche de quarz en morceaux de 0m, 2 à 0m, 3, à peu près, de manière à former une espèce de voûte. On recouvre cette première couche de morceaux un peu moins gros jusqu'au gueulard, et on charge sur le tout les menus fragments. On peut charger en une seule fois 720 quintaux de quarz. Lorsque le fourneau est ainsi préparé, on allume le feu, et on abandonne l'opération à elle-même. On consomme pour cette quantité de quarz, 11 toises de bois au plus; après trente-six heures, la calcination est achevée. Le quarz bien calciné est parfaitement blanc, ou un peu jaunâtre, quand il contient de l'oxide de fer; il a perdu toute sa translucidité; il est mat, désagrégé, et se laisse facilement écraser sous les doigts. Toute la masse n'est pas ordinairement calcinée d'une manière homogène. Les morceaux qui sont à la partie supérieure, et ceux qui touchent les parois du fourneau ne le sont pas assez. Après le refroidissement, on décharge le fourneau, et on opère le triage. Les morceaux mal calcinés sont mis à part et rechargés dans l'opération suivante. On a soin de les replacer à la partie supérieure du tas.

Le quarz calciné est cassé en morceaux de deux à trois centimètres cubes et porté au bocard à eau pour y être réduit en sable fin; la caisse du bocard est assez profonde, afin que le sable ne s'en échappe qu'à un assez grand état de finesse. Les matières, en sortant de la caisse, vont se déposer dans des bassins pratiqués dans le sol de l'usine et s'y précipitent suivant leur grosseur et leur pesanteur spécifique. On débarrasse ainsi le sable des impuretés qu'il peut contenir, telles que l'oxide de fer, la chaux et l'oxide de manganèse, dont la présence aurait une influence fâcheuse sur la couleur du cobalt. Dans cette opération, on fait arriver un courant d'eau assez fort dans le bocard; il vaut mieux perdre un peu de sable que d'y laisser des matières étrangères. On a même soin de remuer le dépôt des bassins avec une pelle pour en chasser les impuretés qui s'y seraient logées. Après avoir laissé le dépôt s'effectuer complétement, on retire le sable des canaux, puis on le laisse égoutter et sécher jusqu'à ce qu'il ne forme plus de grains agglutinés sous les doigts.

Le sable égoutté et desséché à l'air est soumis à une nouvelle calcination, qui a pour but de chasser les dernières traces d'eau qu'il renferme, et dont la présence empêcherait la fusion du verre de s'opérer facilement. Le fourneau employé pour la calcination du sable, est disposé près du fourneau de fusion du verre, de manière que la flamme qui sort de celui-ci traverse l'autre, avant d'aller se perdre dans l'atmosphère. Cette disposition a pour but d'épargner du combustible. Ce fourneau représenté fig. 1 et suiv., pl. 45, est un véritable fourneau à réverbère; la flamme, après l'avoir parcouru, s'échappe par une cheminée pratiquée au dessus de la porte de chargement. La voûte est un peu surbaissée, afin de produire une plus haute température. On charge dans ce fourneau 10 quintaux de sable, que l'on répand uniformément sur la sole. De temps en temps, on le remue avec un râble en fer, et après l'avoir tenu au rouge-brun pendant trois ou quatre heures, on le retire et on le fait tomber dans un bassin en pierre placé au dessous de la porte. On l'y laisse jusqu'à ce qu'il soit suffisamment refroidi, pour être criblé à travers un tamis fin. Le produit tamisé est porté dans des caisses en bois, et réservé pour former les mélanges avec la potasse et le cobalt.

Dans les différentes manipulations que nous venons d'exposer, on perd environ 3/10 en poids du quarz que l'on y soumet : cette perte a lieu dans la calcination, dans le bocardage et dans le lavage; de sorte que 100 quintaux de quarz donnent ordinairement 70 quintaux de sable pur.

2496. D'un autre côté, on prépare avec soin de la potasse que l'on calcine et que l'on préserve de l'humidité. L'achat de la potasse est accompagné d'essais pour vérifier sa pureté et son degré alcalimétrique. Elle est souvent falsifiée par du sable fin, du sulfate de magnésie, du sel marin et du sulfate de potasse. Avant d'employer la

potasse, il est nécessaire de la calciner assez fortement dans un fourneau à réverbère, parce que, lorsqu'elle est depuis longtemps en magasin, elle attire l'humidité de l'air, qui non-seulement empêche de former un mélange intime entre le sable et le minerai, mais encore entrave la fusion du verre. On la soumet donc pendant une couple d'heures à une assez forte chaleur, puis on la bocarde à sec, et on en fait le mélange.

PRÉPARATION DU SAFRE.

2497. Le safre, *saffera*, *saffra*, *safflor* ou *zafflor*, est le produit qui reste après le grillage du minerai de cobalt.

Le grillage du schlich de cobalt est une des opérations les plus importantes. Cette manipulation préliminaire s'exécute sur les minerais de cobalt réduits en poudre ou en schlichs. Elle s'effectue séparément sur les schlichs riches, pauvres et moyens. On la fait subir également aux sables quarzeux cobaltifères que le lavage des minerais fournit. Ces sables, trop pauvres pour produire un verre suffisamment coloré, sont utilisés dans la fusion et remplacent le quarz commun avec avantage, puisqu'ils renferment un peu de cobalt.

Le grillage du schlich de cobalt s'exécute dans un fourneau à réverbère, muni de canaux et de chambres de condensation pour recueillir l'arsenic. Ce fourneau, représenté fig. 5 et 6, a une sole en brique de 6 pieds de large sur 8 de long; cette sole est plate et rectangulaire; elle est recouverte par une voûte ayant 18 pouces de hauteur au milieu, et 1 pied sur les côtés; le fond de cette voûte se raccorde avec la sole par une surface courbe. La porte de travail a 3 pieds 4 pouces de large et 14 pouces de haut: en travers de cette porte se trouve un barreau de fer rond sur lequel on appuie le râble qui sert à remuer le schlich. Perpendiculairement à l'un des grands côtés du fourneau, et à sa partie postérieure, se trouve le foyer, et au dessous, le cendrier. Le foyer est en briques, laissant entre elles plusieurs espaces suffisants pour le passage des cendres et le tirage du fourneau; la flamme du foyer sort par un orifice qui communique avec la sole, parcourt la voûte dans toute sa longueur, et vient s'échapper par la porte de charge. Celle-ci est recouverte d'une hotte à deux issues; l'une, plus près du fourneau, porte les vapeurs et les fumées dans un canal placé au dessus du fourneau, et qui se prolonge au dehors de l'usine: l'autre communique avec une cheminée munie d'un registre, qui sert à conduire au dehors les vapeurs qui n'ont pas pénétré dans le canal de condensation. Celui-ci, long de 144 pieds, aboutit à une chambre à plusieurs étages, dans lesquels se déposent les vapeurs d'acide arsénieux. Au haut du bâtiment, est une petite cheminée qui conduit dans l'atmosphère les dernières vapeurs d'arsenic, et l'acide sulfureux, non condensés. Le long canal est construit comme le fourneau en micaschiste, et il est muni de quelques

ouvertures latérales qui servent à retirer l'acide arsénieux. Pour plus de précaution, le grillage des schlichs ne s'exécute à Querbach que pendant l'hiver; dans cette saison, les champs étant couverts de neige, les vapeurs arsénicales ne peuvent nuire à la végétation, et la température basse facilite leur condensation.

On commence par échauffer le fourneau pendant cinq ou six heures, puis on charge 3 quintaux de schlich, que l'on a eu soin d'humecter un peu, pour empêcher le tirage d'entraîner les portions réduites en poudre fine. On répand le minerai en une couche égale sur la sole, à l'aide d'un râble en fer; la couche peut avoir de cinq à six pouces d'épaisseur. On augmente un peu le feu, et bientôt il s'élève de la surface d'abondantes vapeurs blanches dues à la volatilisation de l'eau, de l'arsenic et du soufre. Pendant les six premières heures, on ménage le feu, afin que le schlich ne s'agglutine pas. Quand une partie de l'arsenic et du soufre s'est séparée, on augmente le feu et on le pousse à son maximum. Après seize, dix-huit et au plus vingt-et-une heures, l'opération est achevée. Pour favoriser le départ des matières volatiles, on brasse le schlich avec un râble en fer, dont le manche repose sur le cylindre en fer mobile placé en travers de la porte; l'ouvrier présente ainsi successivement toutes les parties du minerai à l'action de l'air et de la flamme. On recommence cette manipulation toutes les fois que le dégagement de vapeur diminue, c'est-à-dire à peu près toutes les demi-heures. Lorsque le schlich ne laisse plus rien dégager, et paraît bien rouge, l'opération est terminée; on le retire du fourneau. Avant de recharger de nouveau minerai, on attend que le fourneau soit refroidi au rouge sombre ; car autrement, la chaleur serait trop vive, et le schlich s'agglutinerait. Pour griller trois quintaux de schlich, on brûle 1 toise 1/2 de bois de sapin. Les produits que l'on recueille sont de l'acide arsénieux qui va se condenser dans les canaux disposés à cet effet et dont la quantité s'élève pour le schlich de bonne qualité, à 25 ou 30 p. 0/0; l'autre produit est le schlich grillé, qui renferme l'oxide de cobalt avec de l'oxide de fer, une petite quantité d'arséniates de ces métaux avec des oxides de plomb, de titane, etc.

Nous avons vu que l'on utilise dans la préparation du bleu de cobalt, le quarz imprégné de minerai qui se trouve dans la mine. Ce quarz bocardé est aussi soumis au grillage. Pour cela, on mêle ensemble 1/2 quintal de schlich cru, et un quintal de quarz cobaltifère que l'on charge dans le fourneau de grillage. Ce mélange est soumis aux mêmes manipulations que le schlich ordinaire; l'opération ne dure que seize heures, après lesquelles on le retire du fourneau.

Le schlich et le quarz grillés sont, après leur refroidissement; passés au crible; la poussière est portée au magasin, et les parties qui restent sur le crible sont bocardées à sec, et soumises à un nouveau grillage. En général, on a observé que, dans le grillage, la perte

en poids, pour le schlich de première qualité, est de 50 p. 0/0 ; celle du schlich commun de 40 p. 0/0, et celle du quarz cobaltifère de 6 p. 0/0.

PRÉPARATION DU SMALT.

2497. L'émail bleu, *schmalt* ou *smalt*, s'obtient par la vitrification du safre ainsi préparé.

Le mélange destiné à former le verre de cobalt se fait suivant des proportions très-diverses, et qui diffèrent dans chaque usine suivant la nature du minerai, et suivant la nature du smalt que le commerce demande.

Le mélange pour le verre des nuances OEG et FOEG est formé ainsi qu'il suit :

2 qx 1/2	de schlich ordinaire grillé.
2	du mélange grillé formé de schlich et de quarz cobaltifère.
20	de sable.
3 1/2	d'eschel (verre peu coloré qui provient du lavage du smalt.)
10	de potasse.
38 qx.	

Le mélange pour le smalt ME, MC et FC se compose de la manière suivante :

2 qx.	de schlich grillé de première qualité.
5	de sable.
2	d'eschel.
4	de potasse.
13 qx.	

Le mélange de ces matières s'exécute dans une auge de bois assez longue et assez large, ayant deux pieds de profondeur : on y verse les matières par portions, en mettant alternativement un lit de sable, un lit de schlich et un lit de potasse; lorsqu'on a successivement introduit toutes les matières, on les remue à la pelle jusqu'à ce que toutes les parties paraissent intimement mélangées. La matière est alors propre à être soumise à la fonte. On a coutume de préparer à la fois, de quoi alimenter les pots de fusion pendant une semaine.

2498. Avant de décrire la fonte du verre de cobalt, et le fourneau que l'on emploie pour cette opération, nous dirons un mot de la fabrication des creusets ou pots dans lesquels se pratique cette opération.

Ces pots ne doivent ni se fendre, ni se vitrifier par la haute température à laquelle on les soumet. On atteint ce but, en employant à leur confection, une argile réfractaire, ne renfermant pas de chaux et mélangée avec une proportion convenable de ciment.

Le mélange destiné à fabriquer les pots se compose de deux parties d'argile crue et d'une partie d'argile cuite ou ciment. Le tout est placé

dans une auge, étendu d'un peu d'eau et gâché de manière à en former une pâte parfaitement homogène, et assez épaisse pour être moulée. Le pot est desséché d'abord à l'air ; on achève de le priver de toute humidité en le chauffant graduellement jusqu'au rouge, dans un fourneau destiné à cet usage. Lorsqu'on humecte trop l'argile qui sert à fabriquer les pots, il arrive qu'ils n'ont pas une compacité suffisante et qu'ils se fendillent en séchant. Quand ils n'ont pas été complétement desséchés à l'air, lorsqu'on les introduit dans le fourneau de cuisson, ils se fendent aussi, et ne peuvent plus servir. La manière dont on moule les pots influe beaucoup sur leur durée; le meilleur procédé consiste à battre l'argile autour d'un noyau cylindrique, enveloppé d'un cylindre creux, séparé du noyau par une distance égale à l'épaisseur que l'on veut donner au pot; l'argile est tassée peu à peu, par petites portions, et le plus uniformément possible. Les pots sont un peu coniques, la grande base est à la partie supérieure. Ils ont 1 pied 6 pouces de haut, 1 pied 6 pouces de diamètre supérieur, 1 pied 2 pouces de diamètre inférieur et 2 pouces d'épaisseur.

Le fourneau dans lequel on achève la dessiccation des pots est construit comme ceux qui servent à cet usage dans les verreries; c'est un four de boulanger à voûte surhaussée et pouvant contenir six pots à la fois. Lorsqu'ils ont été suffisamment desséchés à l'air, on les introduit dans le fourneau, et on les y laisse cinq à six jours, pendant lesquels on élève graduellement la température jusqu'au rouge-blanc: dans cet état, on porte les pots dans le fourneau de fusion, comme nous le dirons plus bas. Chaque pot contient à peu près 3/4 de quintal de matière, et sa durée ordinaire est de sept à huit mois.

2499. Le fourneau dans lequel s'opère la fusion est un four ordinaire de verrerie : tantôt il est circulaire, comme à Schneeberg, en Saxe, et à Querbach, en Silésie : tantôt il est rectangulaire, comme à Schwarzenfels, en Hesse.

En général, un semblable four contient huit pots ou creusets. Ils sont distribués sur les banquettes du fourneau, tout autour de la grille sur laquelle brûle le combustible. En face de chaque pot, se trouve un ouvreau, comme dans toute verrerie. Au niveau du fond de chaque pot, une autre ouverture permet d'atteindre ce vase avec un outil.

Voici, comme exemple, quelques détails sur le four à fusion de Querbach :

La partie qui se trouve au dessous du sol de l'usine, est formée d'un massif de maçonnerie, que traversent deux canaux en croix de 1 pied de profondeur sur 2 pieds de large, ils occupent toute la longueur du fourneau et facilitent le dégagement de l'humidité. Ils sont recouverts de pierres plates, sur lesquelles repose le cendrier. Celui-ci règne sur toute la longueur du fourneau; il est muni de deux portes

opposées ; sa hauteur est de 2 pieds 2 pouces, et sa largeur de 1 pied 8 pouces ; il est recouvert d'une voûte plate, formée de pierres réfractaires, et percée de cinq ouvertures transversales qui font l'office de grille. Au dessus de cette voûte se trouve le foyer, régnant aussi sur toute la longueur du fourneau : il a 1 pied 4 pouces de haut, et la même largeur que le cendrier. Il est recouvert d'une voûte cintrée, dont l'extrados est plat et forme la sole du fourneau : au milieu de cette sole est une ouverture circulaire d'environ 2 pieds de diamètre, qui sert à introduire la flamme du foyer dans le fourneau. La sole est circulaire et peut contenir six creusets : elle est recouverte par une voûte hémisphérique, formée, ainsi que tout l'intérieur du fourneau, de briques réfractaires. Cette voûte s'appuie sur six piliers, deux grands et quatre plus petits ; les deux premiers renferment les portes du cendrier et du foyer. Les derniers font corps avec la sole. Entre ces piliers se trouvent des ouvertures de 2 pieds de large qui servent à introduire les pots dans le fourneau, et que l'on ferme avec des briques pendant la fonte, en ayant soin d'y ménager un regard par lequel on peut examiner les pots. Au dessus, se trouvent six ouvreaux de 9 à 10 pouces de large, qui servent à charger et à décharger les pots. La hauteur totale du fourneau, depuis le sol de l'usine jusqu'au haut de la voûte, est de 9 pieds : la hauteur depuis la sole jusqu'à la clef de la voûte est de 4 pieds 6 pouces, et le diamètre intérieur du fourneau est de 6 pieds.

Près du fourneau, se trouvent trois auges en bois, dans lesquelles on place le mélange à fondre, et le verre fondu ; près de là, est aussi un bassin rempli d'eau courante, dans lequel on verse le verre au sortir des pots.

Les outils dont on se sert sont : des cuillers en tôle, dites de chargement, munies d'un long manche en fer, et servant à introduire le mélange dans les pots ; leur forme est un parallélipipède de 2 pieds de long, 6 pouces de large et autant de profondeur : des cuillers en fer pour puiser le verre dans les pots ; leur forme est circulaire ; elles ont 8 pouces de diamètre et 3 pouces de profondeur : enfin des ringards en fer, pour travailler dans le fourneau.

2500. On commence par échauffer le fourneau avec précaution, pendant plusieurs jours ; ensuite, on y introduit les pots et on les met en place. S'ils sont neufs, on commence par y répandre de la poudre de verre bleu, afin de les enduire intérieurement d'un vernis de cette couleur.

Ordinairement, dans chaque pot, quand il a déjà été employé, on charge d'abord un quintal du mélange indiqué ci-dessus, à l'aide d'une pelle, par l'ouvreau correspondant.

Quand le fourneau est en bon train d'activité, la fusion du premier chargement de matière est opérée en huit heures : pendant les cinq premières, l'ouvrier pousse le feu convenablement ; pendant les trois

dernières, il remue la matière à plusieurs reprises dans les pots, avec un outil de fer chauffé au rouge, afin de briser la croûte qui se forme à la surface.

A Querbach, on ne charge dans chaque pot que 3/4 de quintal de mélange, ce qui fait, pour les six pots, 4 q. 1/2. Les pots neufs y sont chargés pour la première fois avec de l'eschel, afin de les enduire d'un vernis intérieur, qui les empêche d'absorber trop de verre. Aussitôt après l'introduction de la matière dans les pots, on ferme les ouvertures de chargement avec une plaque de fer, dans laquelle elle ménage un regard de 3 pouces carrés. Lorsqu'on charge pour la première fois, comme le fourneau n'est pas encore bien échauffé, ce n'est qu'après cinq ou six heures que la matière arrive au degré de fluidité convenable, et que la combinaison chimique est parfaite; mais quand le fourneau est en train, il faut beaucoup moins de temps. Chaque fois que l'on recharge les pots, il se produit un abaissement de température, la couleur du fourneau se rembrunit visiblement; aussi pousse-t-on alors le feu plus fort, et ce n'est qu'après une heure et demie qu'il revient à la température ordinaire, qui est celle des fourneaux de verrerie. Le fourneau va bien, quand les pots paraissent blancs, que la flamme sort vivement par les ouvertures de la voûte, et que le bois se consume très-vite, sans former beaucoup de charbon.

Quand le verre s'attache à l'outil et se laisse étirer en fils, enfin quand il se montre homogène et exempt du speiss, qui se précipite au fond des pots, il est temps de le puiser. Ce moment arrivé, l'ouvrier, armé d'une cuiller de fer, puise le verre et le jette dans une bâche remplie d'eau froide qu'y s'y renouvelle sans cesse.

Si la potasse employée est pure, il ne se forme pas de fiel de verre. Mais ce cas est rare, et presque toujours on en obtient. On laisse alors le bain se reposer quelque temps : il se forme deux couches bien distinctes : la supérieure est composée d'un verre très-liquide, coloré en bleu pâle; c'est le fiel de verre. En employant de bonne potasse, on n'a qu'une petite quantité de ce mélange qui est formé de sulfate de potasse, de chlorure de potassium et d'un peu de silicate alcalin; on enlève cette couche avec une canne de verrier; au dessous, est le verre bleu de cobalt.

2501. Lorsque le minerai de cobalt renferme du nickel, il se forme un arséniure de nickel uni à diverses substances métalliques, qui se dépose dans les creusets sous forme de globules ou de masses plus ou moins considérables. Une partie de cette matière demeure même en suspension, à tel point que dans les usines de Schneeberg, dès qu'un pot est à moitié vidé, on s'attend à rencontrer des globules de cet alliage de cobalt, de nickel, de fer, d'arsenic, de bismuth, et quelquefois d'argent qui est connu sous le nom de *speiss*. Alors, chaque fois que l'ouvrier puise le verre bleu, il laisse cette matière

se déposer dans sa cuiller, et avant de jeter le verre dans l'eau, il fait tomber le speiss dans une bassine de fer destinée à le recevoir. Dans l'usine de Schwarzenfels, en Saxe, on se débarrasse du speiss par une manipulation qui paraît plus sûre : là, chacun des huits pots que contient le four de verrerie, présente dans sa partie inférieure un petit orifice qui est bouché pendant la fusion, mais que l'on peut déboucher, quand elle est presque terminée. C'est par cet orifice que l'ouvrier fait couler au dehors le speiss qui s'est réuni dans le fond de chaque pot. Ensuite, il puise le verre bleu.

2502. Le verre étant coulé tout rouge dans le bassin d'eau froide, s'étonne, se brise en morceaux, et devient par là plus facile à pulvériser. Lorsqu'un pot est vide, on ne le remplit pas immédiatement; on enlève avant le verre de tous les autres pots, parce qu'en chargeant de nouvelles matières, le fourneau se refroidirait, et que la température étant trop abaissée, on ne pourrait pas vider complétement le dernier pot.

Lorsque les pots sont vides, on recharge et on continue le fondage comme nous venons de l'indiquer. Le verre refroidi est retiré de l'eau, puis mis à égoutter dans une auge en bois, et porté au magasin.

Pendant la fonte, il se forme ce qu'on appelle du verre de sole : il provient de ce qu'une partie des matières passe par dessus les pots, ou se répand sur la sole par la rupture de ce vase. Ce verre se rassemble sur la sole, coule par l'ouverture de la flamme, et se mêle aux cendres : on le recueille, on le bocarde, on le lave, et on s'en sert pour ajouter en plus ou moins grande quantité aux mélanges.

A Querbach, on brûle du sapin; on en consomme ordinairement 3 toises en vingt quatre heures, et l'on obtient 9 quintaux de verre.

La fusion, dont nous venons de rappeler les principales circonstances, se renouvelle ainsi dans le même fourneau pendant dix-huit à vingt semaines.

PRÉPARATION DE L'AZUR.

2503. Les phénomènes chimiques qui se passent dans la préparation du safre et celle du smalt sont faciles à saisir; il n'en est pas de même de ceux qui se produisent dans la conversion du verre de cobalt en azur. On suppose ordinairement que l'azur est du verre de cobalt réduit simplement en poudre; mais il est évident que les phénomènes qui se passent dans cette partie du travail, sont compliqués de diverses altérations chimiques.

Le verre de cobalt est d'abord soumis à une mouture soignée. Ce produit, délayé dans l'eau, laisse déposer les parties trop grossières que l'on sépare. La poussière plus fine, entraînée par la première eau, est soumise à divers lavages par décantation. Ces lavages laissent l'azur et entraînent une poussière peu colorée. La première pensée

qui se présente à l'esprit, c'est que ces trois produits sont semblables pour la composition, mais dans un état de division plus ou moins grand, en raison duquel leur couleur varie. Les poussières les plus grosses sont plus coloriées, les plus ténues le sont moins.

Mais tout porte à croire que ces phénomènes sont plus compliqués et que l'eau ne se borne pas à exercer un effet mécanique. Le verre de cobalt est très-alcalin ; l'eau doit lui enlever une partie assez grande d'alcali et tendre à le ramener à l'état d'un sur-silicate, peut-être assez constant dans ses proportions. Cet effet ne pouvant s'exercer que sur des poudres très-fines, il est évident que le smalt imparfaitement broyé, doit être séparé d'abord. Cette action de l'eau étant indispensable d'ailleurs, pour donner à l'azur la faculté de se conserver indéfiniment à l'air humide, il n'est pas moins évident que le verre de cobalt simplement broyé ne constitue un véritable azur que sous l'influence des lavages abondants qu'on lui fait subir. Ceci explique très-bien, d'ailleurs, comment l'alumine, la chaux et en général les bases qui tendent à rendre le verre de cobalt inattaquable par l'eau, doivent être exclues soigneusement de la fabrication. Les acides arsénique et phosphorique tendent, au contraire, à produire de bons effets en rendant la potasse plus facile à enlever, puisqu'elle est nécessairement combinée à ces acides et qu'elle forme avec eux des sels bien plus solubles que le silicate de potasse. Peut-être trouverait-on moyen de modifier l'opération avantageusement, en substituant des lavages acides aux lavages d'eau pure.

Enfin, il faut considérer le verre brut de cobalt, comme un mélange de divers composés qui peuvent se grouper en deux variétés principales ; les silicates moins fusibles, moins attaquables par l'eau dans lesquels domine le cobalt ; les silicates plus fusibles, plus attaquables par l'eau dans lesquels domine la potasse. Ce sont les premiers qui constituent l'azur ; les derniers, décomposés par l'eau, abandonnent à celle-ci, un sous-silicate de potasse et fournissent en même temps, un sur-silicate de potasse très-désagrégé qui est entraîné, sous forme pulvérulente.

C'est là, sans doute, ce qui explique comment l'azur se fonce en couleur, en même temps que des poudres peu colorées se séparent.

En résumé, le *gros bleu* doit avoir une composition presque identique avec celle du verre de cobalt ; l'*azur* doit être plus riche en cobalt et moins riche en potasse que lui ; enfin l'*eschel* doit être plus siliceux et moins chargé de potasse ou de cobalt que le verre de cobalt. L'eschel doit contenir de la silice gélatineuse. Les eaux de lavage doivent entraîner du sous-silicate de potasse.

2504. Une fois que le verre bleu de cobalt est obtenu, il faut donc le réduire en poudre, pour préparer les diverses qualités d'azur ; mais ce travail, quoique simple en apparence, nécessite encore une longue série de manipulations.

On commence par bocarder, à sec, le verre bleu de cobalt ; ensuite, on fait passer le sable par un crible à sec, placé près du bocard, et présentant 16 ouvertures au pouce carré. Le verre est ainsi réduit à la grosseur du sable ordinaire. Lorsqu'on bocarde plusieurs sortes de verre, il faut avoir soin de bien nettoyer le bocard, pour ne pas altérer les diverses espèces de couleurs.

La mouture du verre bocardé s'exécute dans des moulins qui diffèrent un peu des moulins ordinaires. Ils sont composés de deux meules, l'une fixe et l'autre mobile. La meule inférieure est circulaire ; elle a 3 p. 4 p. de diamètre, et 10 à 12 p. d'épaisseur : elle est percée suivant son axe, d'un trou destiné à recevoir l'axe de la meule supérieure. Celle-ci est composée de deux pièces, réunies par une pièce de fer ; chacun de ces morceaux est de forme parallélipipédique, de 10 pouces d'épaisseur, 1 pied de largeur et 18 pouces de longueur : ce prisme porte en dessous, deux rainures de 3 pouces de large et de 3 pouces de haut. Les deux parties sont réunies, par une pièce de fer, disposée de manière à laisser entre elles un espace de 6 pouces ; ce lien de fer est percé par son milieu d'un trou rectangulaire servant à l'assembler sur un axe en fer, dont le pivot tourne dans la crapaudine de la meule inférieure, et dont le haut traverse une lanterne, à laquelle une roue dentée verticale imprime le mouvement, qui est communiqué par une roue hydraulique. Les deux meules sont enveloppées dans une caisse de bois cerclée en fer, qui dépasse de 3 à 6 pouces la hauteur des meules : cette caisse est munie d'une bonde placée au niveau de la meule inférieure ; on peut ainsi faire écouler les matières moulues. Les meules sont en granit compacte ; on choisit celui qui renferme le moins de mica pour qu'il ne se désagrège pas. Voyez pour les détails du moulin la fig. 1 et suiv., pl. 46.

C'est au moyen de cet appareil que l'on moud le verre bocardé : on mélange un quintal et demi de ce verre avec un demi-quintal de gros bleu (streublau) que l'on met dans chaque moulin. On charge donc 2 quintaux de matière à la fois ; on ajoute au mélange environ 3 pintes d'eau, et on met l'appareil en jeu. On recouvre la caisse de son couvercle pour empêcher les projections. On ajoute de l'eau au mélange par portions, jusqu'à ce que la masse soit convertie en une bouillie claire. On mout ainsi le mélange pendant quatre à six heures, suivant le degré de finesse que l'azur doit atteindre. Lorsque les meules ne sont pas fraîchement battues, l'opération dure un peu plus longtemps. Les meules doivent tourner avec une rapidité ménagée, afin que la matière ne soit pas trop poussée vers la circonférence.

2305. Après quelques heures de mouture, on ouvre un orifice que présente l'enveloppe de bois qui environne les meules ; alors la matière moulue, qui est délayée par l'eau, s'écoule dans de grandes cuves disposées pour la recevoir. Bientôt, l'azur le plus beau, qui est le plus pesant, comme le plus riche en cobalt, forme un dépôt dans

la cuve : quelques minutes suffisent, pendant l'été, pour que la première qualité d'azur se précipite ; on observe que, pendant l'hiver, il faut plus de temps, à cause de la densité plus grande que l'eau présente en cette saison. Une partie seulement de cette première qualité d'azur, qu'on nomme gros-bleu ou *streublau*, est livrée au commerce en cet état ; le reste est de nouveau soumis à la mouture avec le verre bleu, auquel on l'ajoute par petites portions.

Avant de retirer ce gros bleu des cuves qui le contiennent, on ôte de ces dernières l'eau dans laquelle restent suspendues des particules plus ténues d'azur. Ce liquide est transporté dans une seconde série de cuves, puis abandonné au repos pendant un temps qui varie de trois quarts d'heure à une heure et demie, suivant qu'on se propose d'obtenir une qualité plus ou moins belle d'azur. L'azur qui se dépose dans cette seconde série de cuves, est en général désigné par le nom de *couleur* (Farbe).

Quand on juge que la précipitation de la couleur est achevée, le liquide qui occupe la partie supérieure des cuves est transporté dans une série ultérieure de réservoirs, où se termine en un temps indéfini, la précipitation des particules les plus ténues de verre bleu. Il en résulte un grand nombre de sortes d'azur commun, que l'on désigne par la dénomination générale de *sable bleu* (Eschel).

On appelle encore eschel de cuve (*sumpfeschel*) une substance légèrement colorée et dans un grand état de division, qui reste la dernière en suspension dans les eaux de lavage : c'est un silicate alcalin renfermant une très-petite quantité de cobalt, et qui se sépare facilement de l'azur à cause de sa légèreté spécifique. Cette espèce d'eschel est celle que l'on ajoute dans les mélanges de fusion, comme nous l'avons dit plus haut.

Les différentes sortes d'azur ou d'eschel étant obtenues, ainsi que nous venons de le voir, chacune d'elles est soumise séparément à un lavage ultérieur, dans des cuves où l'on fait affluer une eau fraîche et pure. Pendant cette opération, l'ouvrier agite la matière avec un morceau de bois, puis il l'abandonne au repos ; ensuite, au moyen d'un crible de crin à mailles serrées, il débarrasse le liquide des impuretés qui surnagent. On fait écouler ce liquide avec précaution dans une autre cuve, pour procéder de la même manière à un nouveau lavage. On obtient ainsi divers produits du même smalt, soit à l'état de couleur, soit à l'état de sable bleu.

2506. Nous terminerons cette description générale, par un exemple particulier.

Supposons ici, que l'on fabrique la nuance O C : le smalt moulu est d'abord délayé dans l'eau. Après 45 minutes de dépôt, on puise l'eau tenant les particules colorées en suspension, et on la verse dans une autre cuve : quand on a ainsi enlevé tout le liquide, il reste au fond du vaisseau ce qu'on nomme le gros bleu, qui consiste, comme

nous l'avons dit, en verre bleu moins divisé que celui qui est resté en suspension dans l'eau.

L'eau tenant en suspension les particules fines, est, comme nous venons de le dire, versée dans une seconde cuve, nommée cuve à couleur : on la laisse cette fois, déposer plus longtemps que dans la première, afin de séparer les parties colorées qui forment l'azur, des particules presque incolores qui composent l'eschel de cuve, et qui altéreraient la nuance. On abandonne ainsi le liquide, à lui-même, pendant 36 heures : l'eau paraît alors faiblement colorée. On la fait écouler de la cuve dans un bassin, où on la laisse déposer, jusqu'à ce qu'elle soit parfaitement incolore. Alors, elle est rejetée et le dépôt est l'eschel de cuve que l'on dessèche et que l'on ajoute aux mélanges de fusion.

La matière déposée au fond de la cuve à couleur, est l'azur, qui n'a plus besoin que d'être soumis au lavage, pour arriver au dernier degré de pureté. On l'enlève alors de la cuve, au fond de laquelle il adhère fortement, on le casse en morceaux, sur les bancs de cassage, avec des maillets, ou rouleaux de bois, et on le soumet ensuite à plusieurs lavages par décantation. On met environ 3 quintaux de matière dans le baquet du lavage, on y ajoute la quantité nécessaire d'eau pure, et on agite le tout avec une spatule de bois, jusqu'à ce que l'azur soit en suspension complète. Les impuretés qui surnagent, sont enlevées à l'aide d'un tamis fin; elles consistent en un peu de fiel de verre, qui s'est formé pendant la fusion du verre, et qui est d'une moindre densité que l'azur. On laisse déposer pendant 22 à 24 heures : à cette époque, l'eau est encore un peu colorée par de l'eschel; on la fait passer dans le bassin destiné à la recevoir ; puis on enlève le dépôt, que l'on concasse comme la première fois. On le remet dans le baquet avec une nouvelle quantité d'eau ; on l'agite : on laisse déposer pendant 18 à 20 heures, et l'on décante. On réitère l'opération une troisième fois, et on laisse seulement déposer pendant 16 à 17 heures. Enfin, on décante, et le lavage est achevé. On opère, de la même manière, pour toutes les nuances d'azur, si ce n'est que la durée du dépôt varie selon la nuance que l'on veut fabriquer.

2507. Ces précipités sont enlevés des diverses cuves qui les contiennent, et soumis à la dessiccation, sur des tablettes disposées pour cet effet, soit dans des chambres fermées et échauffées par un poêle, soit dans des séchoirs ouverts à l'air libre, ce qui paraît préférable.

Quand les produits sont convenablement séchés, il faut encore écraser les masses compactes qu'ils présentent en cet état, et tamiser les poudres qui en résultent. Pour le premier objet, on fait usage, tantôt de rouleaux cylindriques et de râteaux mus par le moyen de l'eau; tantôt de moulins ordinaires, tantôt enfin, de deux planches

que l'on fait glisser l'une sur l'autre. Quant au dernier tamisage, il s'exécute ordinairement sur des cribles mobiles, qui sont enfermés dans des caisses; quelquefois on emploie pour cet objet un blutoir de moulin.

A Querbach, quand l'azur est égoutté, on le retire du baquet, et on le porte sur les bancs de cassage, où il est concassé avec des maillets et passé au rouleau. Après cette préparation, on le porte à la machine à broyer, qui est formée de deux cylindres en bois, tournant horizontalement au moyen de pignons dentés : on place l'azur dans une trémie, d'où il tombe sur les cylindres, qui le réduisent en poudre très-fine.

On soumet ensuite l'azur à la dessiccation. Cette opération se pratique dans une étuve, au centre de laquelle se trouve un fourneau chauffé avec du bois. La flamme et la fumée, en sortant du foyer, se rendent dans la cheminée, après avoir passé par une série de canaux recouverts de briques, de manière à former une aire parfaitement unie : cette aire est terminée par des rebords en briques de 4 pouces de haut. L'étuve est garnie dans son pourtour de planches étagées, destinées à recevoir l'azur. La température de cette étuve est de 40 à 45°. On place l'azur humide, sur les planches et on achève sa dessiccation sur l'aire du fourneau. On en forme une couche de 2 à 3 pouces d'épaisseur, que l'on remue, de temps en temps, avec un râble. Quand on juge l'azur assez sec, on le porte de nouveau à la machine à broyer, où il est réduit en poudre. On peut sécher sur le fourneau 27 quintaux d'azur à la fois.

L'azur complétement desséché, est enfin soumis à une dernière manipulation. On le porte dans une chambre contenant des cases fermées et portant le numéro de chaque nuance. Au milieu se trouve une autre caisse fermée de toutes parts, dans l'intérieur de laquelle est suspendu sur un axe un tamis de crin placé au dessous d'une trémie. On y verse le smalt qui tombe sur le tamis, qu'un ouvrier agite en donnant à l'axe un mouvement de va et vient.

Le smalt tamisé est mis dans les cases, puis enfermé dans de petits tonneaux de sapin, contenant un demi-quintal. Avant de le mettre en tonneau, on y ajoute un peu d'eau, afin d'empêcher la poussière de se perdre. Chaque tonneau est ensuite marqué du nom de la nuance et livré au commerce.

2508. On estime que, dans cette longue série de travaux minutieux, pour 100 parties de verre de cobalt employées, on obtient 95 parties de matière, y compris le rebut des lavages et l'eschel de cuve, qui sont de nouveau employés dans la formation du verre. Quant au produit marchand, on s'accorde à admettre que 100 quintaux de verre procurent environ 60 quintaux ou 70 quintaux de bleu d'azur, ou de gros bleu.

Voici le tableau de l'importation des divers produits des usines à

cobalt en France. L'azur entre surtout pour la coloration du papier à lettre ; mais déjà l'outremer artificiel de M. Guimet commence à remplacer ce produit.

	Minerai de cobalt.	Safre.	Azur.
1818	1,112	2,276	158,215 kilogr.
1819	»	»	135.458
1820	»	4,227	167.500
1821	55	2,290	179,073
1822	»	4.849	155.226
1823	595	1,700	91,232
1824	211	1,641	186,381
1825	»	2,729	178,622
1826	1691	1,745	152,574
1827	2090	1,926	150,600
1828	574	4,187	125,805
1829	1,842	3,404	144,217
1830	20	2,626	112.410
1831	593	1,064	118,885

CHAPITRE VI.

Traitement des minerais de bismuth.

2509. Le bismuth est un métal assez rare dans la nature, aussi sa production est-elle fort limitée. Sa consommation est restreinte, par ce même motif, car il coûte trop cher pour entrer en concurrence avec le plomb, qui possède beaucoup de propriétés qui leur sont communes.

Le bismuth se trouve donc consacré uniquement à quelques usages spéciaux. La préparation du blanc de fard qui est un sous-nitrate de bismuth; l'étamage des ballons, qui s'effectue avec un amalgame de bismuth; la fabrication des plaques de sûreté, pour les chaudières à vapeur, qui se fait avec un alliage d'étain, de plomb et de bismuth; enfin la préparation de quelques fondants pour la peinture sur verre ou sur porcelaine, tels sont les débouchés bien restreints, pour le bismuth livré au commerce.

La table suivante montre combien cette consommation est limitée. Elle exprime les quantités de bismuth entrées en France.

1820	3,995 kilog.
1821	1,083
1822	1,429
1823	1,437
1824	630
1825	1,469
1826	574
1827	1,166
1828	1,117
1829	1,841
1830	845
1831	1,049

2510. Les mines de bismuth exploitées, le renferment à l'état métallique, mais accompagné de divers arséniures; en sorte que le bismuth du commerce contient toujours de l'arsenic. Il renferme aussi souvent de l'argent.

Le bismuth à l'état métallique, accompagne les minerais de cobalt. Ce métal est peu volatil et facilement fusible; en sorte qu'il suffit d'exposer à l'action de la chaleur les minerais imprégnés de bismuth, pour séparer ce métal des substances moins fusibles que lui, par une sorte de liquation.

C'est sur cette propriété que repose le procédé généralemnnt suivi pour l'extraction du bismuth, mais on en varie les dispositions.

Il s'exécute quelquefois sur une aire d'argile battue, auprès de l'exploitation même qui procure les minerais. Un bûcher est disposé sur cette aire; par dessus on met un lit de bois, on forme un tas de minerais et l'on allume le feu. Après la combustion, les grains de métal sont séparés des cendres et des charbons, au milieu desquels ils se sont figés, par un lavage très-facile à exécuter. Ensuite on soumet le bismuth à une seconde fusion, dans une bassine de fonte, et le métal ainsi purifié est moulé en pains destinés au commerce.

Quelquefois, on traite les minerais de bismuth sur un foyer de liquation analogue à celui que nous décrirons à l'occasion du traitement du cuivre argentifère. On peut encore obtenir ce métal, en faisant usage des pots et des fourneaux qui sont employés pour la préparation de l'antimoine cru; c'est-à-dire, pour la séparation du sulfure d'antimoine de sa gangue.

2511. Le procédé le plus ordinaire est celui qui est usité à Schneeberg, en Saxe; il consiste à traiter les minerais de bismuth dans des tuyaux cylindriques de fonte.

Ces tuyaux ont 5 pieds de long et 8 pouces de diamètre; chacun d'eux est pourvu d'un couvercle de tôle qui s'ajuste sur l'une de ses extrémités; d'un bouchon de terre cuite, propre à fermer le tuyau par l'autre bout, mais portant une petite ouverture qui laisse passer le métal fondu.

Cinq tuyaux semblables sont disposés, à peu près horizontalement, dans un fourneau qui ressemble parfaitement, pour ses principales dispositions, à celui dans lequel on distille la houille, pour la production du gaz de l'éclairage.

Les cinq tuyaux sont fixés par leurs extrémités dans les deux murs du fourneau, de telle sorte, que leurs bouchons se présentent sur la face antérieure de l'appareil, et leurs couvercles, sur la face postérieure. De ce côté, qui est la place de chargement, chaque tuyau est placé à 6 pouces plus haut que de l'autre, il en résulte que les cylindres de fonte s'inclinent un peu vers le côté de la coulée qui forme le devant du fourneau.

Au dessous du bouchon percé, de chaque tuyau, se trouve une

bassine de fonte de fer, sous laquelle on entretient du feu ; ces bassines sont autant de récipients. dans lesquels se rend le bismuth fondu.

Derrière le fourneau, une bâche pleine d'eau est disposée pour recevoir les résidus, que l'on retire des tuyaux, quand l'opération est terminée.

On commence par chauffer les tuyaux, pendant trois ou quatre heures, jusqu'à ce qu'ils soient rouges ; alors, on introduit dans chacun d'eux, par la partie postérieure du fourneau. un demi-quintal de minerai de bismuth, cassé en morceaux de la grosseur d'une noisette. En dix minutes, le métal commence à couler dans les récipients ; on a soin de l'y saupoudrer de charbon, de peur qu'il ne s'oxide. Toute l'opération est terminée en une demi-heure. Alors on vide les tuyaux par la partie postérieure de l'appareil, comme nous l'avons déjà indiqué ; puis, on les charge de nouveau, pour recommencer une opération semblable.

Quand les récipients sont remplis de bismuth, on le puise dans des cuillers de fer ; on le verse dans d'autres bassines, où l'on a soin de nettoyer la surface du métal ; enfin on le laisse refroidir, et l'on obtient ainsi des pains de bismuth pur, dont le poids varie de 25 à 50 livres.

A Schneeberg, en huit heures de travail, on traite ainsi 20 quintaux de minerai de cobalt imprégné de bismuth, et l'on obtient environ un quintal $^1/_2$ de ce dernier métal ; pour cela, on consomme 63 pieds cubes de bois.

C'est par le même procédé que l'on traite l'alliage connu sous le nom de *speiss*, qui résulte, ainsi que nous l'avons vu, de la préparation du verre bleu de cobalt.

2312. Ces renseignements que nous empruntons à la richesse minérale, suffisent pour donner une idée nette du mode d'exploitation qui convient aux minerais renfermant du bismuth métallique.

D'après ce qui précède, on peut établir le calcul économique de l'exploitation de la manière suivante :

On retire.	100	kilogr.	bismuth.
De	1332	id.	minerai.
En consommant.	1260	id.	bois.
Ou bien	3,780,000	id.	calories.

Il est probable que le procédé s'est amélioré depuis que l'on sait mieux calculer les dimensions des fourneaux, car cette consommation de combustible serait très-forte et pourrait probablement se réduire à moitié, sans difficulté.

On conçoit facilement, du reste, que cette consommation n'est pas proportionnelle à la quantité de bismuth obtenue, mais bien à la quantité de minerai qui le fournit.

CHAPITRE VII.

Traitement des minerais d'antimoine.

RAPPORT *sur la séparation de l'antimoine de sa mine*; par M. Hassenfratz. *Journal des mines*, T. IX, pag. 459.

SUR *les moyens de séparer le sulfure d'antimoine de sa gangue*; par M. Berthier. *Ann. des mines*. T. III. p. 555, série I.

SUR *l'essai et le traitement du sulfure d'antimoine*; par M. Berthier. *Ann. de chim. et de phys.*. T. XXV, pag. 379.

NOTICE *sur le traitement et l'exploitation de l'antimoine sulfuré de malbosc*; par M. Jabin. *Ann. des mines*, T. I, p. 3, série II.

2315. L'antimoine est l'objet de quelques exploitations métallurgiques, qui livrent au commerce du sulfure d'antimoine purifié, sous le nom d'*Antimoine cru*; de l'antimoine métallique, sous celui de *Régule d'antimoine*; enfin divers produits accidentels, sous celui de *Crocus*. On fait aussi dans ces exploitations du *verre d'antimoine*, mais l'antimoine cru et le régule sont les objets principaux du traitement métallurgique.

L'antimoine métallique entre dans la composition des caractères d'imprimerie, ce qui assure à ce métal un débouché qui n'est pas sans importance. Le sulfure d'antimoine est versé dans le commerce, par les exploitants des mines d'antimoine, qui en général ne s'ocupent pas par eux-mêmes, de l'extraction du régule. Le sulfure d'antimoine sert, en outre, à préparer beaucoup de produits pharmaceutiques ou chimiques. Il en est de même du crocus qui n'est guère employé que dans la médecine vétérinaire. Le verre d'antimoine entre dans la composition de quelques médicaments, mais il sert surtout à préparer quelques émaux ou à colorer quelques compositions vitreuses.

Les mines d'antimoine ne sont pas très-nombreuses; elles consistent surtout en sulfure d'antimoine, disséminé dans une gangue ordinairement quarzeuse. Elles renferment assez souvent de l'argent et même de l'or. Presque tous les pays de l'Europe possèdent des mines d'antimoine; elles se rencontrent en filons plus ou moins puissants dans les terrains primitifs. La France en renferme plusieurs qui sont situées à Portes, Saint-Florent et Aujac, dans le département du Gard; à Massias, dans le Cantal; à Auzat, dans le Puy-de-Dôme; à Malbosc, dans l'Ardèche; à Dèze, dans la Lozère; à Alby et Mercœur, dans la Haute-Loire.

Outre les usines qui s'appliquent au traitement des minerais purs d'antimoine, il en est d'autres qui produisent accidentellement une certaine quantité de ce métal, par le traitement de divers minerais antimoniés. Il en sera question par la suite. Pour le moment, nous allons nous borner à l'examen des procédés qui ont l'antimoine pour objet principal.

2514. Le traitement métallurgique de l'antimoine comprend deux opérations distinctes, qui s'exécutent ordinairement dans des usines différentes. La première a pour objet de séparer, par simple fusion ou liquéfaction, le sulfure d'antimoine de la gangue siliceuse qui l'accompagne; c'est une purification analogue à la préparation mécanique du minerai, mais à raison de la grande fusibilité du sulfure, cette séparation peut être exécutée à l'aide du feu. On obtient du sulfure d'antimoine épuré, qui est versé dans le commerce, sous le nom d'*antimoine cru;* ce sulfure est employé directement dans plusieurs arts, sans que l'antimoine soit réduit à l'état métallique. Par la seconde opération, qui est plus rarement pratiquée que la première, on traite l'antimoine cru, pour en obtenir le métal pur, ou le *régule d'antimoine.*

ANTIMOINE CRU, SULFURE D'ANTIMOINE.

2515. Pour débarrasser le sulfure d'antimoine de sa gangue, on peut mettre à profit, comme nous venons de le dire, sa fusibilité, et l'opération consiste alors en une espèce de liquation. Le procédé métallurgique rentre dans celui que nous avons fait connaître pour la préparation du bismuth. L'analogie a dû cependant conduire les premiers exploitants à tenter la méthode du lavage depuis si longtemps en usage pour la concentration du sulfure de plomb. Au premier abord, les conditions peuvent paraître à peu près semblables, et il y aurait de grands avantages économiques, qui ont été particulièrement signalés par M. Berthier.

Cet habile chimiste pense que le lavage réussirait bien, et il se fonde sur des expériences en petit, dans lesquelles il est parvenu à retirer d'un minerai riche environ 72 pour 100 de sulfure d'antimoine pur. La densité des gangues du sulfure d'antimoine pouvant s'estimer à 2,8 environ, celle du sulfure lui-même étant égale à 4,5, on voit que la séparation serait facile, en effet, s'il ne se présentait quelque circonstance particulière. La difficulté réside dans la grande fragilité du sulfure d'antimoine.

Cette fragilité est telle, qu'on obtiendrait beaucoup de boues, si le bocardage n'était pas conduit avec précaution.

M. Berthier conseille de produire le plus possible de gros sables, en bocardant à grande eau et en criblant les sables. On voit, en définitive, que les méthodes de lavage si avantageuses, quand on prend le sulfure de plomb pour terme de comparaison, n'offriraient peut-être pas une économie aussi considérable dans ce cas particulier. Cependant, comme la préparation mécanique de 100 kil. de sulfure de plomb ne coûte guère que quatre francs, et que pour obtenir 100 kil. de sulfure d'antimoine, par le procédé de la fusion, on dépense huit ou neuf francs; il est encore possible d'espérer quelque économie dans la substitution du premier système au second. Il faut ajouter

que le procédé de lavage donnerait plus de produit, car dans la fusion, les gangues restent imprégnées ou mouillées de sulfure d'antimoine, ce qui occasionne une perte qui peut varier du quart au cinquième du sulfure renfermé dans le minerai, tandis que dans le lavage du sulfure de plomb, on ne perd pas plus d'un quinzième.

On voit que le procédé de lavage, appliqué aux minerais d'antimoine, peut offrir quelque avantage, mais qu'il demanderait pour réussir, les soins d'une personne habile et exercée à ce genre de travail. Les difficultés qu'il laisse à résoudre sont assez réelles pour que tous les exploitants aient donné la préférence, jusqu'à présent, à la méthode de fusion.

2516. Celle-ci s'exécute par divers procédés; les uns simples, mais dispendieux; les autres plus économiques, mais exigeant des appareils plus compliqués.

Au rapport de Scopoli, on se contentait autrefois, en Hongrie, pour obtenir l'antimoine cru, de placer le minerai dans un pot de terre, dont le fond était percé de petits trous, et qui était ajusté sur un autre pot destiné à servir de récipient. Le pot inférieur est enfoncé dans la terre, le pot supérieur est pourvu d'un couvercle.

Cet appareil étant luté avec de l'argile, on l'environne de combustible enflammé. Après quelques heures de feu, on laisse refroidir l'appareil; enfin, on retire du pot inférieur connu sous le nom de *pot à boulet*, l'antimoine cru qui s'y est réuni en se fondant; la gangue, beaucoup moins fusible, est restée dans le pot supérieur. Le nom de pot à boulet que reçoit le récipient vient de ce qu'il avait autrefois, la forme d'une sphère déprimée d'un côté pour l'asseoir et ouverte de l'autre pour recevoir le pot à fondre. Dans toutes les usines, on donne aujourd'hui au pot à boulet une forme conique.

Ce procédé est encore en usage dans quelques localités. A Malbosc, dans le département de l'Ardèche, on y emploie des pots légèrement coniques de 0m,33 de hauteur, sur 0m,22 d'ouverture. Chacun d'eux reçoit quinze kil. de matière. Chaque pot est muni d'un couvercle, et entre de quelques centimètres dans le pot à boulet, qui a la même forme, mais qui n'est pas percé. On creuse dans le sol un canal longitudinal, de 0m,40 de large sur 0,25 de profondeur. On en revêt les parois de briques, posées de champ, et on y place vingt-cinq ou trente pots à boulets, surmontés de leurs pots de minerai. Comme ces derniers s'élèvent au dessus du sol, on dispose de part et d'autre un petit mur de briques, laissant entre-elles des jours pour le passage de l'air nécessaire à la combustion.

On dispose, çà et là, quelques branchages pour allumer le feu, et l'on remplit la fosse de houille, jusqu'à recouvrir les pots. Le sulfure d'antimoine entre en fusion et coule dans le pot à boulet. Quand on

juge que le minerai est épuisé, on le retire du pot supérieur pour le remplacer par une nouvelle charge. On fait en général quatre charges successives, mais au bout de ce temps, le pot à boulet se trouvant rempli, on est forcé de terminer l'opération. La durée de ces quatre fontes est de quarante heures environ.

Les appareils refroidis, on casse symétriquement en deux les pots à boulet, afin de les employer de nouveau, en réunissant les deux parties. Cependant on compte qu'à chaque opération, il faut renouveler la moitié des pots à boulet ou à minerai. Voici le compte d'une opération de cette espèce, faite sur vingt pots doubles, chargés quatre fois, en quarante heures.

Minerai employé. . . . . . 1200 kilogr.
Sulfure d'antimoine obtenu. . . 496
Houille consommée. 1487
Menus branchages. 200
Huit journées d'ouvriers et vingt pots à cinquante centimes la pièce.
Ainsi pour obtenir. . . . . 100 kilog. de sulfure
On consomme 300 k. houille = 1,800,000 calories.
40 k. bois = 120,000 Id.
1,920,000 calories.

2517. Il est peu de métallurgistes qui n'aient proposé quelque appareil pour la fusion du minerai d'antimoine, tant la méthode que nous venons d'indiquer a semblé vicieuse à tous ceux qui l'ont examinée.

Un fourneau de ce genre a été proposé par Gensanne dans son traité de la *fonte des mines*. C'est un fourneau à réverbère, qui contiendrait des creusets ou pots à minerai, tandis que les récipients ou pots à boulets seraient placés hors du fourneau, et plus bas que les creusets, avec lesquels ils seraient mis en communication par des tuyaux de terre courbés. Au moyen de cette disposition, il serait facile de vider et de recharger les creusets, sans avoir besoin d'attendre pour cela le refroidissement du fourneau. Il paraît qu'à Schmœllnitz en Hongrie on a fait usage d'un fourneau analogue, et que cet appareil y était disposé en galère comme celui qu'on emploie à Puzzuoli pour la distillation du soufre.

La planche 47, fig. 1, 2, 3, donne les principales dispositions d'un fourneau circulaire de cette espèce, qui n'exige pas d'ailleurs d'explication plus détaillée.

Pour éviter l'interruption du travail, la consommation de combustible, et surtout le renouvellement dispendieux des vases de terre, M. Lampadius propose de placer le minerai d'antimoine dans des tuyaux de fonte enduits d'argile. Ces tuyaux seraient établis transversalement, avec une légère inclinaison, dans un fourneau semblable à celui qui est employé pour obtenir le bismuth. Cet appareil ne réussirait sans doute, qu'autant que la fonte serait bien garantie du

contact du sulfure d'antimoine. On pourrait obtenir ce résultat, en émaillant le tuyau de fonte à l'intérieur, avec une couche de borax, par dessus laquelle on placerait une couche d'un mélange de borax et de feldspath; ce dernier mélange étant infusible à la chaleur du fourneau, servirait à maintenir le borax en place.

2518. Mais de tous ces appareils, le plus simple est celui qu'on a essayé en France, dans le département de la Vendée, pour traiter le minerai d'antimoine sans vases ni tuyaux. Dans un fourneau à réverbère de forme circulaire, on dispose le minerai sur une sole concave, formée d'une brasque d'argile et de charbon. En pratiquant une percée dans cette sole, on obtient l'antimoine cru dans un bassin extérieur de réception, disposé d'une manière analogue à ceux qui accompagnent les fours à réverbère pour la fusion de l'étain.

M. Gillet-Laumont, qui a vu fonctionner cet appareil, rapporte que les charges étaient de sept ou huit quintaux. On faisait deux coulées en hiver et trois en été; mais rien n'eût empêché de rendre le fourneau continu.

Chaque percée rendait environ 4 quintaux de sulfure d'antimoine dans la bassine de fonte qui servait de bassin de réception. Pour les trois charges on consommait 80 pieds cubes de menu bois.

Il est probable que le minerai était très-riche, car, d'après cela, son rendement était de 50 pour 100 au moins, tandis que l'on obtient ordinairement 30 à 40 pour 100 seulement. En tout cas, ce fourneau présenterait toujours une faible consommation de combustible.

Minerai employé.	200 kilogr.
Sulfure d'antimoine obtenu. .	100 id.
16 pieds c. bois = 160k. =	480,000 calories.

Si l'on admet que le minerai rende 40 pour 100, la quantité de combustible demeure la même et augmente un peu relativement au sulfure obtenu. Ce serait donc :

Pour 100 kilogr. de sulfure
600,000 calories.

Cette quantité diminuerait dans un fourneau à réverbère continu et construit sur de bonnes proportions. On trouverait de l'avantage à faire rendre les fumées dans une chambre de condensation, qui recevrait l'oxide d'antimoine entraîné ou volatilisé. Ce procédé est certainement digne de l'attention des exploitants d'antimoine; il pourrait rendre leur travail plus certain, plus économique et plus simple.

La planche 47, fig. 4 et 5, donne une idée des dispositions principales de ce fourneau, qui n'exige pas une description plus détaillée.

2519. Malgré les propositions ou essais d'amélioration qui viennent d'être rappelés, l'usage des pots ajustés l'un sur l'autre s'est maintenu dans la plupart des usines où l'on traite le minerai d'antimoine; mais dans quelques-unes d'entre elles, ces pots sont soumis à l'action

du feu dans un fourneau à réverbère, dont les figures 6 et 7 de la planche 47 donneront une idée suffisante.

La fig. 6 offre le plan du fourneau par le moyen d'une coupe horizontale prise au niveau A B de la fig. 7.

La fig. 7 est une coupe verticale faite suivant UV de la fig. 6.

a. Entrée de la chauffe. *b*. Celle du fourneau, que l'on peut fermer au moyen d'une porte.

b. Emplacement d'une grille mobile. C'est dans cet espace que l'ouvrier se place pour disposer les pots sur le massif, *c. d. e.*

c. d. e. Massif, qui est formé de briques posées de champ, et à la partie inférieure duquel sont ménagés plusieurs canaux pour le dégagement de l'humidité. Le fourneau est construit en briques revêtues de pierres de taille.

f. g. h. i. Petites cheminées par lesquelles sort la fumée, qui résulte de la combustion du bois placé sur la grille de la chauffe *b*.

l. Etage supérieur du fourneau qui sert à cuire les pots neufs.

k. Grande cheminée dans laquelle vont se réunir toutes les fumées. Sa hauteur totale est de dix-sept pieds.

Voici les résultats qu'offre dans ce fourneau le traitement du minerai d'antimoine, d'après les observations de M. Berthier. Les vases de terre cuite que l'on emploie ont 3 décimètres de haut sur deux de large ; ils sont percés d'un trou au fond. Un pot peut contenir 10 kilog. de minerai. Ils s'enchâssent de quelques centimètres dans les pots à boulet, qui ont la même forme, mais qui ne sont pas percés. On place dans le four trois rangées de pots à boulet, en tout environ soixante-quatre. Sur chacun de ceux-ci, on met un pot percé, si le minerai est très-riche, deux s'il l'est moins et trois s'il est pauvre. On remplit ensuite tous les interstices avec des pots bien secs, pour les cuire.

On chauffe graduellement, afin de fondre le sulfure sans faire éclater le quarz qui compose la gangue. On brûle du bois de sapin en bûches de deux mètres ; on finit par remplir le four, et en outre on jette des fagots dans le cendrier pour produire beaucoup de flamme. L'opération dure douze heures. On perd près des trois quarts des pots à chaque opération.

On traite de 1300 à 1500 kilog. de minerai par fonte ; on obtient moyennement, 500 kilog. de sulfure fondu ; le produit s'élève quelquefois à 750, mais il descend aussi à 260 et même à 220. Quand le minerai ne rend que 15 pour 100, on le rejette.

On consomme par fonte, trois stères de bois en bûches, que j'estime à 975 kilog., et trente ou quarante fagots, que j'évalue 240 kilog. Si, pour rendre ces résultats comparables à ceux qui précèdent, on suppose un rendement moyen de 40 pour 100, on aura :

Minerai employé.	250 kilogr.
Sulfure obtenu.	100
200 kilog. bois = . . .	600,000 calories.

Ces résultats ont été observés par M. Berthier, dans l'usine de Licouln, département de la Haute-Loire.

2520. Il suffit d'examiner les résultats qui précèdent, pour demeurer convaincu que, malgré leur accord apparent, ils sont loin de réaliser toute l'économie possible. Ainsi le fourneau, décrit par M. Gillet-Laumont, était d'une mauvaise construction, et dans celui que M. Berthier a étudié, les pots étaient trop petits. On ne peut donc s'étonner que, par des dispositions meilleures, on ait pu obtenir une diminution de moitié dans le combustible. Tel est le résultat que présente le fourneau que nous allons décrire, et dont on doit l'invention à M. Panserat d'Alais. Il est employé aux mines de Malbosc, dans l'Ardèche.

Un coup d'œil sur les fig. 8, 9, 10, 11 de la pl. 47, suffira pour en faire apprécier les principales dispositions.

Ce fourneau a trois foyers, *a*, *b*, *c*. Entre eux, se trouvent deux galeries, *k k*, dans lesquelles glissent les récipients ou pots à boulets en fonte enduits d'argile et portés sur des chariots qui en rendent le placement plus facile. Au dessus des quatre récipients, se trouvent quatre cylindres en terre, qui reçoivent le minerai; on les charge par la plate-forme P, et on les ferme avec un couvercle. Ces cylindres s'appuient sur une assiette *p q*, qui en fait le fond; celle-ci est percée d'un trou *t*, qui sert à l'écoulement du sulfure fondu. Chaque cylindre porte une échancrure correspondante aux ouvertures *x*, *x*. Cette échancrure, fermée par un tampon d'argile pendant l'opération, peut s'ouvrir à la fin, pour retirer les crasses et gangues.

Les portes *h*, *h*, qui ferment les galeries des pots à boulets, sont munies de regards *i i*, par lesquels on peut voir si le sulfure coule ou s'arrête. Les grandes ouvertures EF, pratiquées sur les flancs du fourneau, permettent de porter remède aux accidents que les appareils pourraient éprouver pendant la durée des opérations.

La flamme, après avoir enveloppé les cylindres, se rend, par trois ouvertures *o*, *o*, *o*, dans la cheminée X, au moyen de rampants.

Une hotte GG ventile la plate-forme de chargement. Une autre hotte S sert à ventiler le devant du fourneau.

On chauffe le fourneau au rouge-blanc, en quarante-huit heures. Le minerai à charger, en morceaux de la grosseur d'un œuf, est étendu d'avance sur la plate-forme où il s'échauffe. Pour charger, on met au fond du cylindre les morceaux les plus gros et les plus riches. On charge 222 kilog. par cylindre. Le sulfure coule et tombe dans les pots à boulets, où il se maintient liquide. Il faut même fermer les ouvertures *f*, *g*, *h*, une fois que le fourneau est en plein feu. Elles ne doivent rester ouvertes que pendant le commencement du premier fondage.

Le sulfure d'antimoine qui coule, doit avoir une couleur bleue; jamais rouge. Dans ce dernier cas, la température serait trop élevée,

il faudrait la modérer, en fermant les registres, sans quoi l'on perdrait une partie du sulfure qui se volatiliserait.

L'opération terminée, on enlève les gangues, soit par le haut sur la plate-forme, soit par le bas, au moyen de l'échancrure ménagée au creuset.

Les charges se succèdent de trois heures en trois heures, et l'on peut préparer jusqu'à 45 kilog. d'antimoine cru, par heure.

La durée moyenne des cylindres est de vingt jours. Rien n'empêcherait de les remplacer sans arrêter le fourneau, en ayant soin de les chauffer ou rouge-blanc, et de les enfourner comme des creusets de verrerie. Alors, le fourneau deviendrait continu.

La nécessité des trois chauffes ne paraît pas bien grande, et l'on peut penser qu'il y aurait quelque avantage à disposer ce fourneau comme un simple four de verrerie avec une seule chauffe. Les arches échauffées par un filet d'air chaud serviraient à élever doucement la température du minerai avant son enfournage. Les pots à minerai pourraient avoir la forme des creusets à cristal. Les plaques servant de fond pourraient être mobiles, ce qui rendrait le vidage très-facile, etc.

Quoi qu'il en soit, dans un fondage on a obtenu les résultats suivants :

Minerai. . . .	68,677 kilog.	250 kilog.
Sulfure obtenu.	25,471	100
Houille. . . .	15,000	64
Calories. . . .	»	584,000

Ce fondage a exigé 240 journées d'ouvrier et a consommé pour 60 francs de cylindres, outils, etc.

GRILLAGE DU SULFURE D'ANTIMOINE.

2521. L'antimoine cru ainsi préparé, n'est pas souvent employé dans cet état à l'extraction du métal ; il faut encore, à l'aide d'un grillage convenable, le convertir en oxide. Ce grillage s'exécute sans difficulté dans un four à réverbère, pourvu qu'on n'élève pas trop la température ; car dans ce cas le sulfure d'antimoine entrerait en fusion et le grillage deviendrait fort imparfait.

Les fourneaux de grillage pour le sulfure d'antimoine ressemblent beaucoup à ceux qui sont employés pour la calcination du salin. Ils ont deux chauffes latérales qui viennent verser sur la sole la flamme qu'elles produisent. Celle-ci traverse le four, vient sortir par la bouche et passe dans une cheminée munie d'une hotte qui sert à ventiler en même temps le devant du fourneau. Cette disposition ressemble à celle des fours de boulanger. Il serait utile de conduire les fumées dans une chambre de condensation, afin de récolter le sulfure ou l'oxide qui sont entraînés par le courant d'air.

On opère sur 100 ou 150 kilog. de sulfure à la fois. Il doit être réduit préalablement en poudre grenue, passée au tamis. On donne un coup de feu d'abord, pour élever la température du fourneau, mais dès que la surface du lit de sulfure blanchit et jette de la fumée, on modère le feu et on brasse la matière, au moyen d'un ringard très-long, suspendu par une chaîne, pour en faciliter la manœuvre. Il n'est pas nécessaire de porter le sulfure au rouge.

Au bout de douze ou quinze heures, la matière a pris une couleur cendrée ou briquetée; elle ne fume presque plus; on laisse tomber le feu et on vide le four le lendemain pour recommencer l'opération.

Il se dégage pendant toute la durée du grillage, de l'acide sulfureux, de l'oxide d'antimoine et assez souvent un peu d'acide arsénieux. On conçoit d'après cela, combien il importe d'établir une bonne ventilation, pour que la santé des ouvriers ne soit pas compromise.

Comme le sulfure d'antimoine est toujours pur, 100 parties d'antimoine cru devraient se convertir en 86 parties de protoxide d'antimoine, le soufre se dégageant à l'état d'acide sulfureux. Dans la pratique, on n'en obtient que 60 ou 65 parties. Une opération conduite avec soin, pourrait donner 76 parties de sulfure grillé.

RÉDUCTION DU MÉTAL.

2522. Pour réduire le produit du grillage, on se sert de creusets. On mêle ensemble 65 parties de sulfure grillé et 8 à 10 de charbon en poudre. Le charbon est arrosé d'une forte dissolution de carbonate de soude. On porte ce mélange dans les creusets incandescents et on le maintient à une bonne chaleur rouge, jusqu'à ce que la fusion soit complète.

Les creusets sont placés dans des fourneaux de galère qui peuvent en contenir six ou douze, suivant l'importance de l'usine. Quand la fusion est terminée, on trouve dans le creuset le régule d'antimoine réduit et une scorie formée d'un double sulfure d'antimoine et de sodium. L'addition du carbonate de soude a pour objet de réduire une partie du sulfure d'antimoine, en formant du sulfure de sodium qui se combine au reste du sulfure d'antimoine, de manière à le rassembler dans la scorie.

Le métal est coulé dans des lingotières en fonte, chaudes et graissées. Ce produit n'est pas pur et ne prendrait pas en se solidifiant, l'état cristallin que l'on désire dans le commerce. Il faut le refondre avec une portion des scories précédentes et une certaine quantité de minerai grillé. Il se produit de nouvelles scories et l'antimoine se trouve purifié. Il paraît que la première scorie est un double sulfure, mais que la seconde est une rubine. L'objet qu'on se propose est sans doute d'oxider les métaux plus oxidables que l'antimoine qui pourraient se trouver dans le premier régule. Tels seraient le fer, le so-

dium qui proviennent, le premier du minerai, le second du carbonate de soude employé.

De 65 parties de sulfure grillé, on retire 45 de régule dans la première fonte; la seconde réduit cette quantité à 42 environ. En définitive, de 100 parties de sulfure d'antimoine qui devraient fournir 73 de régule, on en retire 40 ou 44 environ. Une partie du métal perdu se trouve entraîné ou volatilisé, l'autre passe dans les scories.

On ne connaît pas la consommation de combustible qu'exige cette opération, mais j'ai lieu de croire qu'elle n'est pas très-inférieure à celle qu'exige la fabrication du laiton, dans l'état actuel des choses.

Au lieu d'un mélange de charbon et de carbonate de soude comme flux réductif, on employait autrefois et on emploie encore dans quelques usines le tartre rouge. On prend alors deux parties de sulfure grillé et une partie de tartre rouge. La fonte exige plus de soin, la matière étant exposée à bouillonner dans le commencement de l'opération.

Dans tous les cas, les scories connues sous le nom de *crocus*, sont versées dans le commerce et employées dans la médecine vétérinaire.

Le crocus est un composé de sulfure d'antimoine et de sulfure alcalin; mais ses proportions sont très-variables. M. Berthier observe que les fabricants sont dans l'usage de ramasser tous les débris de la fabrication et même les balayures de l'atelier et de les refondre pour en composer une apparence de crocus qui renferme ordinairement des sulfures alcalins, mais qui ne contient point de sulfure d'antimoine dans beaucoup de cas, d'après les essais qu'il en a faits.

2525. Les anciens métallurgistes s'étaient assurés que le fer peut décomposer le sulfure d'antimoine. De cette propriété, résulte une méthode d'exploitation directe qui permet d'extraire l'antimoine sans avoir recours à un grillage, dont l'exécution est à la fois dispendieuse et insalubre. Mais comme le fer se combine facilement à l'antimoine, on obtient ainsi de l'antimoine ferreux qui se prête difficilement à la fabrication des caractères d'imprimerie.

Vers l'année 1788, on a essayé en Ecosse, à Glendinning, dans le comté de Dumfries, de traiter le sulfure d'antimoine par le fer; mais il paraît que ce procédé n'y a pas été suivi de succès. On peut croire que le métal ainsi obtenu n'était pas de bonne qualité, à cause de la combinaison facile qui s'opère entre l'antimoine et le fer. Des renseignements recueillis par M. Berthier, apprennent que, dans une usine située à Vienne, département de l'Isère, on a également traité l'antimoine sulfuré avec du fer, mais on n'a pas continué ce traitement, soit à cause de la qualité médiocre du régule obtenu, soit à cause du peu de débit de ce métal.

Le sulfure d'antimoine en se décomposant par le fer, doit fournir du proto-sulfure de fer et de l'antimoine métallique. Le dosage des

matières est d'un grand intérêt, car le fer tend toujours à s'unir à l'antimoine, quand on en met un excès dans le mélange. Il faut donc employer un atome et demi de fer, pour chaque atome de sulfure d'antimoine, ou bien 1017 de fer pour 2216 de sulfure, ou bien enfin 45 de fer pour 100 de sulfure d'antimoine.

Mais il est évident que la tendance du fer et de l'antimoine à se combiner exige que l'on prenne quelque précaution, pour se garantir de la formation de l'alliage de fer et d'antimoine, qui a fait échouer ce procédé jusqu'à présent dans la pratique en grand. Il faudrait peut être diviser l'opération et préparer d'abord de l'antimoine contenant du soufre, comme celui qui résulterait par exemple de la réduction de 100 parties de sulfure par 36 ou 40 parties de fer seulement. L'antimoine ainsi obtenu, pourrait être purifié par divers moyens. L'action des agents oxidants réussirait sans doute. Le meilleur de tous serait probablement le silicate d'antimoine, c'est-à-dire, le *verre d'antimoine*. Il est probable que le fer, s'il s'en trouvait dans le métal brut, passerait à l'état de silicate de protoxide, et que le soufre à l'état de sulfure d'antimoine entrerait aussi dans la scorie. On pourrait aussi fondre le métal brut avec du sulfure d'antimoine grillé ; le résultat serait le même, et la scorie, véritable verre d'antimoine, pourrait servir de nouveau.

Si l'on était parvenu, au moyen de ce traitement par une quantité de fer moindre que celle qui est nécessaire, à se procurer de l'antimoine exempt de fer, ce qui paraît probable, la seconde fonte pourrait aussi s'opérer avec du tartre brut ou avec du charbon imprégné de carbonate de soude, car alors il s'agirait seulement de décomposer le reste du sulfure d'antimoine, ce qui n'est pas difficile.

2524. M. Berthier a étudié avec soin l'action du fer sur le sulfure d'antimoine, et il en a tiré divers procédés que nous devons rapporter ici.

Quand on fond du sulfure d'antimoine avec du fer seul, il faut un bon coup de feu pour fondre le sulfure de fer. On peut modifier avantageusement cette réaction, comme on va le voir.

D'un autre côté, quand on fond ensemble un carbonate alcalin, du sulfure d'antimoine et du charbon, on obtient un culot d'antimoine, un sulfure double d'antimoine et du métal alcalin et de l'oxide de carbone qui se dégage. La scorie est alors très-fluide. En ajoutant du fer ; le sulfure d'antimoine est décomposé, et la scorie consiste en un sulfure double de fer et du métal alcalin ; elle est encore très-fluide. Tout l'antimoine se trouve ainsi réduit. Le carbonate de potasse donne des scories plus fluides que le carbonate de soude. Voici les dosages employés par M. Berthier.

Sulfure d'antimoine. . .	100	100	100		100
Carb. de soude anhydre. .	50	10	100	sulf. de soude	10
Fer.	42	42	25		42
Charbon.	5	1	10		2
Antimoine obtenu. . . .	55	62	65		61

On ne fait qu'une seule fusion ; elle est très-rapide, sans boursouflement, et la scorie très-liquide se sépare nettement du régule d'antimoine. Le second dosage est évidemment le plus économique, quand on emploie du carbonate de soude, mais le quatrième mériterait peut-être la préférence, d'autant que si l'on étudiait l'opération, des modifications légères faites aux proportions pourraient sans doute élever le rendement du métal.

2525. Nous terminerons cet aperçu sur l'antimoine, en rappelant que M. Lampadius a proposé, pour fondre l'antimoine cru, préalablement grillé, d'employer un fourneau bas à manche. Cet appareil, fermé par une trappe à sa partie supérieure, serait employé sans le secours d'aucun soufflet; mais seulement, l'air extérieur pourrait y affluer par trois tuyères de pierre, et sortir ensuite par une cheminée dont l'appareil serait surmonté.

Dans ce fourneau, on ne chargerait avec l'antimoine cru que du charbon de bois, et l'on éviterait ainsi l'addition d'un flux dispendieux. Le métal réduit serait obtenu dans un bassin inférieur de réception, au moyen de la percée.

Ce procédé fournirait sans doute un régule impur, qu'il faudrait soumettre à une nouvelle fusion dans des creusets avec du tartre brut ou d'autres fondants alcalins et réductifs. Les expériences de M. Berthier, en prouvant que le sulfure d'antimoine est décomposé par le charbon, montrent que cette fonte crue pourrait être couronnée de succès. On sait d'ailleurs, que l'hydrogène décompose aussi le sulfure d'antimoine, et les combustibles employés en fourniraient toujours assez, pour aider puissamment la décomposition.

Quelques métallurgistes ont tenté le traitement direct du sulfure d'antimoine naturel, sans purification préalable, c'est-à-dire sans passer par la première opération qui procure *l'antimoine cru*, ou sulfure pur. Il est difficile de penser que ce procédé puisse obtenir un succès complet. L'antimoine est un métal difficile à traiter, car il est assez volatil pour qu'on en perde beaucoup, si l'on porte trop haut la température, quoiqu'il ne le soit pas assez pour qu'on puisse l'extraire par distillation. Comme la gangue de son sulfure est quarzeuse, il faudrait y ajouter des fondants très-énergiques pour en faire une scorie capable de fondre à une température assez basse, pour que le métal ne fût pas volatilisé. Ces fondants seraient la chaux, l'oxide de fer, et surtout les alcalis. Pour réussir, il faudrait donc griller le minerai brut. On le fondrait ensuite avec addition de craie, de sulfate de soude et de charbon. Le bas prix du sulfate de soude permettrait peut-être de se procurer ainsi de l'antimoine à un prix avantageux. On pourrait combiner l'action du fer et celle des fondants, et avec un mélange de craie, charbon, sulfate de soude, fer et minerai brut, on obtiendrait probablement de l'antimoine en régule, une matte formée de sulfure de fer et de sodium, et une scorie vitreuse. Mais il faudrait

toujours forcer la dose des fondants, pour éviter la nécessité d'une élévation trop grande de température, qui rendrait la perte d'antimoine trop considérable.

Dans tout ce qui précède, on a vu bien plus des résultats de laboratoire que l'expression de ce qui se passe dans les ateliers. C'est que les fabriques de régule peu nombreuses qui existent à Alais, Riom et Clermont sont en général dirigées avec un secret qui ne permet pas d'en connaître les procédés. Cette circonstance explique l'état arriéré d'une industrie peu importante sans doute, mais qui aurait mis à profit les progrès de la chimie, si on avait pu discuter ses appareils et ses méthodes. On connaît le rendement de ces usines, les exploitants avouent une perte de 33 p. 0/0 sur le régule et une consommation de combustible bien au delà de celle qui serait nécessaire.

Le secret qu'ils croient utile de garder sur leurs procédés, se rapporte surtout à la dernière opération, qui consiste à mettre le régule en pains offrant à leur surface, cette étoile produite par la cristallisation du métal, qu'on y remarque toujours. Quand l'antimoine est bien pur, que son refroidissement s'opère avec lenteur dans un endroit bien tranquille, la cristallisation est toujours très-belle. Il est difficile de présumer que la réunion de ces conditions ne suffise pas pour obtenir un caractère auquel le commerce attache un certain prix, mais dont les fabricants de régule s'exagèrent l'importance.

2323. Non-seulement la France suffit à sa consommation pour les produits antimoniaux, mais encore elle peut en exporter, comme le prouve le relevé suivant :

	Importation.	Exportation.
1820 antimoine cru ou régule,	970 kil.	14.760
1821	12.327	8.519
1822	4.212	14.112
1823	2.766	8.474
1824	2,033	40.512
1825	24.810	28.964
1826	14.849	19.495
	61,989	124,836

CHAPITRE VIII.

Traitement des minerais de Cuivre.

1° Observations *sur les mines de cuivre de Salzbourg, de la Carinthie et du Tyrol*; Ann. de l'Industrie, t. 50, p.113.

2° Sur *le traitement métallurgique du cuivre pyriteux, en usage aux mines de Chessy et Sainbel*; Journal des Mines, t. XX, p. 243; par M. Gueniveau.

3° Analyse *de quelques minéraux et produits de la fonderie de Chessy*; Annales des mines, Ire série, t. v, p. 519; par M. Thibault.

4o Note *sur le traitement du cuivre pyriteux à Sainbel*; Annales des Mines, Ire série. tom. II, p. 255; par M. Thibault.

5o Préparation *mécanique des minerais de cuivre en Cornouailles et en Devonshire;* Ann. des Mines, 1re série, t. X, p. 421, par MM. Dufrénoy et Elie de Beaumont.

6o Traitement *du minerai de cuivre dans le sud du pays de Galles*; Ann. des Mines, 1re série, t. II, p. 207, par MM. Dufrénoy et Élie de Beaumont.

7o Mémoire *sur le traitement métallurgique du cuivre carbonaté et du cuivre oxidé de Chessy*; Ann. des Mines, 2e série, t. VII, p. 295; par M. Margerin.

8o Recherches *sur le traitement des minerais de cuivre pauvres*; Ann. des Mines, 2e série, t. I. p. 541.

9o Sur *les minerais de cuivre du Cornouailles*; Ann. des mines, t. V, p. 5. 2e série; par MM. Coste et Perdonnet.

2526. Le cuivre métallique a été dès les premiers temps historiques, l'objet d'une consommation considérable. Les instruments de guerre, les outils tranchants étaient fabriqués par les anciens, au moyen de l'alliage d'étain et de cuivre qui est connu sous le nom de bronze. La connaissance du fer et de l'acier a détruit cette application ; mais les besoins de la société actuelle en on fait naître une foule d'autres, qui rendent la consommation du cuivre très-considérable, et le soutiennent à un prix élevé, fondé sur la rareté de ses mines et les difficultés de leur exploitation.

Il est probable que les anciens ont exploité des masses de cuivre natif; du moins, on en trouve de telles dans les mines du nouveau continent. Il est possible également qu'ils aient exploité des minerais faciles à traiter, dont les mines seraient épuisées aujourd'hui. Il est difficile au moins de ne pas admettre quelque circonstance de ce genre, quand on réfléchit à la quantité prodigieuse de cuivre que les anciens possédaient, et aux difficultés singulières que son exploitation présente encore aujourd'hui.

S'il reste quelque incertitude sur l'époque à laquelle le fer a commencé à devenir d'un usage habituel, il n'en est pas de même à l'égard du cuivre. Moïse, dans le Deutéronome, en parlant de la terre promise, indique les mines de cuivre contenues dans ses montagnes comme un objet propre à tenter le peuple juif; *de montibus ejus æris metalla fodiuntur.* Dans les monuments égyptiens les plus anciens, on retrouve des figures de cuivre coulées. Homère cite le bronze, comme étant le métal employé dans la fabrication des armes, à l'époque de la guerre de Troie. Enfin, il nous reste des Grecs et des Romains nombre de monuments, où ils ont employé les alliages de cuivre en quantité considérable.

De nos jours, l'extraction du cuivre se pratique dans un grand nombre de lieux; elle fournit des quantités de ce métal que l'on éva-

lue approximativement à 400,000, quintaux environ, répartis à peu près comme le tableau suivant l'indique.

Angleterre.	200,000
Russie.	70,000
Suède.	60,000
Autriche.	60,000
Saxe.	12.600
Allemagne occidentale. . .	10,600
Norwége.	8,000
Prusse.	6.400
Mexique.	4,000
France.	2,500
Espagne.	1,300
Total. . . .	455,400

A quoi l'on devrait ajouter, les quantités fournies par les mines du Japon, de la Chine, de la Perse, de l'Arabie, et de plusieurs contrées sur lesquelles on manque de renseignements.

2527. La valeur des produits dont la fabrication est connue peut varier entre 60 et 80 millions de francs, dont l'Angleterre reçoit à peu près la moitié. C'est aussi dans ce pays, que la fabrication paraît avoir atteint le plus haut degré de développement, de précision et de prospérité.

2527. Les minerais de cuivre, susceptibles d'exploitation par leur abondance, sont le cuivre natif, le cuivre oxidulé, le deutoxide de cuivre, le sulfure de cuivre, et surtout le sulfure de cuivre et de fer, connu sous le nom de *pyrite cuivreuse*.

La pyrite cuivreuse, combinaison naturelle de sulfure de cuivre et de sulfure de fer, est le minerai de cuivre le moins rare. Sa composition, déduite de la formule $Cu\ S + Fe\ S^3$, ou bien $Cu\ S^2 + Fe\ S^2$, donne

Cuivre. . .	34,79
Fer. . . .	29,84
Soufre. . .	35,37
	100,00

Le cuivre pyriteux chauffé au contact de l'air, se transforme en acide sulfureux et en un mélange d'oxide de cuivre et d'oxide rouge de fer, comme il était facile de le prévoir. Ce qui constitue la difficulté de son exploitation, c'est d'une part la lenteur de ce grillage, et de l'autre la formation d'un alliage de fer et de cuivre, quand on essaie de réduire les oxides mélangés.

Le cuivre pyriteux se rencontre plus particulièrement dans les terrains primitifs, tels que le gneiss ou le micaschiste. Il s'y trouve quelquefois en filons, plus souvent en amas. On le connaît dans plusieurs localités, parmi lesquelles nous mentionnerons seulement celles de Sainbel près Lyon, de Fahlun en Suède, de Christiania en Norwége, etc. Quelquefois, on le rencontre dans les terrains intermédiaires, et dans ce cas, il est placé soit dans les schistes argileux,

soit dans la serpentine qui alterne avec ces schistes. Une partie des mines d'Angleterre et les mines du Nouveau-Monde sont dans ce cas. Enfin, il se trouve aussi dans les premiers dépôts des terrains secondaires. Son gisement est alors soit dans le grès rouge, soit dans des schistes bitumineux qui renferment des empreintes de poissons, incrustées quelquefois de cuivre pyriteux.

Le sulfure simple de cuivre Cu S^2 existe dans plusieurs de ces localités à l'état de mélange avec le précédent. Mais il ne constitue une exploitation particulière que dans les monts Ourals en Sibérie, où le cuivre pyriteux ne se rencontre pas.

Ajoutons, que dans quelques-unes de ces mines on rencontre accidentellement du cuivre métallique, du protoxide, et quelquefois du deutoxide du cuivre; enfin des carbonates de cuivre; mais toutes ces combinaisons sont rares et de peu d'importance dans l'exploitation actuelle. Quand leur quantité relative augmente, ils se trouvent presque toujours mêlés de sulfures qui exigent l'emploi du mode habituel d'extraction. C'est donc particulièrement sur le mode de traitement du cuivre pyriteux que nous allons insister. Nous examinerons ensuite les autres exploitations d'une manière comparative.

Les substances terreuses qui accompagnent les pyrites cuivreuses sont, le plus ordinairement, siliceuses; cependant, le dépôt métallifère est mélangé quelquefois d'argile ou de chaux fluatée. A ces substances, dont la réunion est assez constante, on doit ajouter l'étain oxidé et les pyrites arsénicales qui se trouvent accidentellement avec le cuivre; quoique ces minerais métalliques ne soient pas chimiquement combinés, cependant il est impossible de les séparer entièrement par la préparation mécanique.

D'après cela, on voit que les parties constituantes du minerai préparé pour la fonte, sont: du cuivre, du fer, du soufre, de l'étain et de l'arsenic dans quelques cas, et des matières terreuses.

Il existe des minerais de cuivre plus compliqués, soit par la présence du sulfure de plomb, soit par celle de diverses combinaisons d'antimoine. En général, on parvient à dépouiller le cuivre de ces métaux par l'opération du raffinage.

Enfin, les mines de cuivre sont quelquefois accompagnées de sulfure d'argent. Alors elles sont soumises à un traitement consécutif, qui sera décrit dans un autre chapitre.

2528. La série d'opérations que subit le minerai se compose de la préparation mécanique exécutée à la mine même, des grillages et des fontes qui les suivent. La préparation mécanique est assez simple. On casse les gros morceaux à la batte; et lorsqu'ils sont réduits en morceaux du volume d'une grosse noisette au plus, on les met à part, si le minerai est suffisamment riche. Dans le cas contraire, on les crible; ce qui reste sur le crible est trié à la main; la portion qui passe, tombe dans un courant d'eau et se dépose plus ou moins loin

dans des bassins, en vertu de la grosseur et de la densité des fragments. En triant ainsi successivement les gros morceaux et soumettant la poussière au lavage, on finit par extraire la majeure partie de la pyrite cuivreuse; on mélange les divers produits, de manière à obtenir une richesse moyenne; mais il est important d'observer que l'égalité dans la teneur est tout-à-fait indépendante de la nature et de la proportion des divers corps contenus dans la gangue. Comme la silice joue un rôle essentiel dans le traitement, on cherche dans chaque usine à se créer des règles pratiques, auxquelles on puisse se fier. Pour éviter des variations trop fréquentes dans les dosages, il faudrait des proportions à peu près constantes dans les divers éléments du minerai, ce qui n'est pas; mais l'on arrive, en Angleterre. à corriger les livraisons l'une par l'autre, au moyen d'un procédé simple. Les différents minerais, à leur arrivée du Cornouailles et des autres contrées d'où on les tire, sont déchargés dans des cours contigues aux usines, les cargaisons placées par couches horizontales, l'une sur l'autre, de telle sorte qu'en ayant soin de prendre de plusieurs couches à la fois, on a un mélange sensiblement uniforme des minerais qu'il s'agit d'exploiter.

TRAITEMENT DU CUIVRE PYRITEUX.

2529. Avant d'exposer en détail les divers procédés mis en usage dans le traitement des minerais de cuivre, il ne sera pas inutile d'en esquisser un aperçu et d'en donner la théorie. La description détaillée en deviendra plus facile et plus intelligible.

Les minerais de cuivre sont soumis d'abord à un grillage qui en change la nature. Une partie du soufre se convertit en acide sulfureux; une partie s'échappe en nature; enfin, il se dégage de l'acide sulfurique et il se forme des sulfates de cuivre et de fer. L'arsenic éprouve les mêmes altérations. Il se dégage en partie sous forme de sulfure d'arsenic ou d'acide arsénieux; il se convertit en partie en arséniates. Le fer et le cuivre s'oxident partiellement. Enfin, une partie de la pyrite échappe à l'action de l'air. Les matières terreuses sont peu altérées.

On fond ensuite le minerai grillé, en y ajoutant une matière siliceuse. Le charbon réduit l'oxide de cuivre dont le métal s'unit aux sulfures intacts, pour constituer un sous-sulfure connu sous le nom de *matte*. Les terres se vitrifient et la silice, s'unissant à l'oxide de fer, empêche sa réduction. Il faut qu'avec le minerai grillé, il y ait assez de silice pour former du silicate de fer, et pas assez pour constituer du silicate de cuivre. Le rôle de la silice est donc de la plus grande importance, en ce qu'elle empêche le fer oxidé, pendant le grillage, de se réduire pendant la fusion. Comme le protoxide de fer est une base plus forte que le deutoxide de cuivre, tant qu'il n'y a pas excès de silice, tout l'oxide de fer passe dans les scories, et tout

l'oxide de cuivre se réduit et abandonne son métal qui se réunit dans la matte. Les scories et les mattes se séparent en vertu de leur densité; les mattes plus lourdes gagnent le fond du creuset.

La matte ainsi obtenue, renferme moins de fer et moins de soufre que le minerai, mais elle contient encore du fer et du soufre. On la soumet à un nouveau grillage qui forme du gaz sulfureux, des sulfates et des oxides de fer et de cuivre. On répète ce grillage huit ou dix fois.

Par la fusion des mattes ainsi grillées, on obtient enfin une matte qui renferme si peu de fer et de soufre qu'elle est un peu malléable. Ce produit, connu sous le nom de *cuivre noir*, termine la première période du traitement.

On sonmet enfin le cuivre noir à une opération particulière, connue sous le nom de raffinage. Celle-ci le convertit en cuivre, en lingots ou en rosette, qui peut être employé aux divers usages auxquels le cuivre est consacré.

Le traitement des minerais de cuivre se partage donc en trois époques bien caractérisées.

1° Le grillage du minerai cru, qui, à cause du volume variable des masses, s'effectue souvent par des méthodes particulières; la fonte du minerai grillé, qui, par le même motif. exige des appareils spéciaux dans plusieurs usines.

2° Les grillages et fontes des mattes qui peuvent s'effectuer partout de la même manière, quelle que soit la richesse des mines, puisque les matières métalliques se sont concentrées sous un volume qui varie peu et qui est indépendant de cette richesse.

3° Enfin, le raffinage du cuivre noir, qui peut encore s'effectuer par les mêmes procédés dans toutes les usines, sauf les légères modifications qu'y apporte la présence des métaux accidentels que renferme quelquefois le cuivre noir.

GRILLAGE DES MINERAIS DE CUIVRE PYRITEUX.

2350. Ce grillage s'effectue soit en tas, soit en fourneaux encaissés, soit dans des fourneaux à réverbère. L'opération est plus longue dans le premier cas, mais elle exige moins de combustible. Elle est plus rapide dans les fourneaux à réverbère, mais elle consomme une plus grande quantité de combustible.

Le grillage en tas est plus particulièrement appliqué aux minerais assez chargés de pyrite de fer, pour que leur combustion puisse continuer. une fois que le tas de grillage est allumé. Le grillage au four à réverbère convient mieux aux minerais riches en cuivre, mais peu chargés d'ailleurs de gangues combustibles.

Le grillage encaissé s'applique aux minerais moyens, et présente des résultats intermédiaires entre ceux qui résultent des deux autres méthodes.

Le grillage des minerais de cuivre n'est pas une opération indispensable. Soumis à une simple fusion, ils se partagent en deux produits, les sulfures métalliques qui forment une matte, et les terres qui produisent une scorie. Ce procédé, connu sous le nom de *fonte crue*, est en usage dans quelques usines.

On a même récemment mis en doute l'utilité du grillage pour les minerais pauvres, et surtout pour ceux qui sont peu pyriteux. On a essayé comparativement la fonte de ces minerais grillés, la fonte de ces minerais crus et celle des minerais crus avec addition de pyrite, et l'on a trouvé qu'en général, la quantité de cuivre concentrée dans la matte, croissait avec la quantité de soufre existant dans le minerai fondu. Il n'est pas impossible qu'on en vienne à modifier le traitement dans ce sens, pour tous les minerais de cuivre.

Quoi qu'il en soit, voici la description des procédés actuellement en usage.

2531. *Grillage en tas.* Ce grillage est très-long, mais il s'effectue sur une si grande quantité de matière, que l'on compense, par là, le temps qu'il exige. On ne traite pas moins de cinq mille quintaux de minerai à la fois.

Lorsque la pyrite cuivreuse se trouve mélangée d'une proportion considérable de fer sulfuré, on met en usage le grillage en tas avec profit. Tel était le cas de l'exploitation qui s'exécutait à Sainbel, près de Lyon, sur le minerai de Sourcieux. C'est une pyrite de fer, mélangée d'une très-petite quantité de pyrite de cuivre. Elle renferme 4 ou 4, 5 pour 100 de cuivre, ce qui est presque la quantité la plus faible qu'une mine utile à exploiter puisse renfermer.

Ce tas de grillage se fait à l'air libre et à découvert. On met sur le sol une quantité suffisante de minerai en poussière, provenant des grillages précédents, pour former une base de 50 pieds de côté, qu'on élève de 8 à 10 pouces. Après en avoir battu et nivelé la surface, l'on y arrange deux lits de bois de corde bien sec, partie en bois de chêne et partie en bois blanc, sur lesquels on met encore un troisième lit, formé de fagots qui servent à retenir le minerai.

L'arrangement du bois, qui compose les deux premiers lits, se fait de façon à conserver, dans le milieu de chacune des faces et d'un angle à l'autre, des canaux ou soupiraux d'une largeur un peu moindre que la longueur des bûches, c'est-à-dire à peu près de trois pieds, afin que celles du bord des soupiraux puissent en supporter d'autres en travers. Ces canaux se croisent et se communiquent; ils fournissent l'air nécessaire à la combustion.

La base du grillage peut se faire aussi avec une terre quelconque, en ayant soin de placer seulement une petite couche de minerai pardessus.

Dans ce grillage, comme dans toutes les autres opérations métallurgiques où l'on emploie le bois, il est de la plus grande importance

qu'il soit sec. Celui qui ne l'est pas brûle difficilement, donne une fumée humide et presque point de flamme, d'où résulte une plus grande consommation, et par conséquent plus de dépense.

Le vide que forme le croisement des soupiraux, qui passent par le centre du grillage, est d'environ trois pieds de côté, plus ou moins, suivant la longueur des bûches. On le remplit avec une ou deux voies de charbon de bois, jusqu'à la hauteur de 12 à 15 pouces, et on étend le surplus sur chacun des canaux.

Sur ce charbon, et positivement au centre, on place un tuyau vertical servant de cheminée, par lequel on met le feu au tas de grillage. Ce tuyau, d'une seule pièce, est construit avec de fortes planches. Il a six pouces d'ouverture et huit pieds et demi de longueur; ce qui forme à peu près la hauteur d'un tas de grillage, propre à contenir cinq mille quintaux de minerai. On place dans l'intérieur du tuyau et transversalement, de petits morceaux de bois qui servent d'arcs-boutants, et qui le rendent plus solide.

Le lit de bois étant disposé, on charge le minerai trié en morceaux plus ou moins gros, mais d'une grosseur qui n'excède pas celle du poing. On en garnit d'abord toute la surface pour faciliter le chargement, que l'on commence toujours par le milieu. On range ensuite le minerai autour du tuyau, d'une manière égale et carrément, en laissant deux pieds et demi environ de rebord sur chaque face. A mesure qu'on s'élève, on diminue la largeur des côtés, de façon que le tas de grillage forme une espèce de pyramide tronquée, qui s'élève en diminuant jusqu'à son sommet. Celui-ci ne doit avoir que dix pieds de côté, lorsque la base en a trente.

Quand on a achevé de charger le tas de grillage, on en recouvre les quatre faces avec du minerai menu ou en poussière, en commençant par l'espace que l'on a laissé sur les bords. On s'élève peu à peu jusqu'à l'arête du sommet. On donne à cette couverture au moins 10 pouces d'épaisseur, quelquefois même un pied, afin de fermer toutes les issues et de forcer le soufre en vapeur à s'élever.

2552. On met alors le feu au tas de grillage, en jetant dans le tuyau quelques charbons allumés; le feu prend d'abord aux tisons dont on a eu soin de le remplir, ensuite au charbon sur lequel il repose, et se communique peu à peu dans toute son étendue, au moyen du courant d'air qui y est amené par les soupiraux.

Après les deux ou trois premiers jours de feu, le bois est entièrement consumé; mais comme le tuyau qui servait de cheminée l'est déjà dès le premier jour, on remplit le vide qu'il a laissé, par quelques balles de gros minerai, que l'on jette dans le centre. Aussitôt après, on recouvre le sommet avec du minerai cru bien lavé et criblé en morceaux de la grosseur d'une noisette; on en met une couche de 8 à 9 pouces d'épaisseur. On élève la couverture des flancs jusqu'à cette hauteur, en employant du minerai en poussière, et à l'arête

supérieure de chacun d'eux, on forme un bourrelet de 3 à 4 pouces, que souvent on est obligé de refaire plusieurs fois pendant la durée du grillage.

Cette précaution, quoique nécessaire, n'est pas aussi essentielle que celle de boucher avec soin toutes les ouvertures ou fentes qui se font, soit dans les côtés, soit dans le bas du grillage ; elles sont fréquentes dans le commencement par l'affaissement qui s'opère à mesure que le bois se consume. Il importe de ne laisser d'autre passage à la fumée que le vide qui se trouve entre les morceaux de minerai. Ces fentes et ouvertures se réparent en rechargeant du menu minerai, et en frappant par dessus avec le revers d'une pelle.

La mine menue que l'on a mise sur le sommet du tas en grillage, ne tarde pas à être pénétrée par le soufre, qui se présente sous la forme d'un liquide noir, qui s'enflammerait bientôt si l'on n'y remédiait. Aussitôt que le soufre est répandu sur toute la surface, ce qui arrive ordinairement après les deux où trois premiers jours, on la recouvre avec de la terre de mine, provenant des anciens grillages. On en met une couche, de deux pouces à deux pouces et demi d'épaisseur au plus, et l'on travaille tout de suite à former les trous propres à réunir le soufre en fusion. A Goslar, ce n'est qu'après quinze jours que le soufre se sublime et paraît à la surface supérieure, ce qui provient de l'espèce de minerai qui a besoin d'une forte chaleur pour l'abandonner.

On fait ces trous au moyen d'un morceau de plomb de figure demi-sphérique, fixé à l'extrémité d'un manche de bois. On leur donne la forme d'un cône renversé, de 7 à 8 pouces de profondeur, sur 10 à 12 pouces de diamètre.

Il suffit d'avoir, sur un tas de grillage, vingt-cinq de ces trous, que l'on rend à peu près égaux et dont on unit les parois autant qu'il est possible, en se servant de la même terre de mine ; on a soin de les réparer, lorsqu'il s'y fait des fentes ou ouvertures.

Aussitôt que les trous sont préparés, le soufre ne tarde pas à s'y rassembler sous la forme d'un liquide épais que l'on retire deux ou trois fois par jour. On le puise avec une cuiller de fer; on le verse dans un baquet contenant de l'eau ; le soufre se fige, et, en se réunissant, il prend la forme du seau.

2333. Du temps de Schlutter on retirait au Bas-Harz du soufre en stalactites, que l'on nommait *soufre vierge*, en laissant une ouverture dans l'une des faces du tas de grillage, par laquelle il dégouttait sous différentes formes ; mais cette méthode n'est plus en usage depuis longtemps ; on a reconnu qu'elle occasionnait des pertes.

Un tas de grillage de ce genre, composé de cinq mille quintaux, reste en feu au moins six mois; pendant ce temps, on y recueille chaque jour de vingt à vingt-cinq livres de soufre, l'un dans l'autre quelquefois, il s'en produit beaucoup plus, souvent bien moins. et

quelquefois pas du tout. Ces variations dépendent de la saison, des vents, et surtout du soin que prend l'ouvrier chargé de la conduite du grillage.

On a observé à Goslar, que les saisons les plus favorables pour obtenir le plus de soufre, étaient le printemps et l'automne, que les vents d'*ouest* et de *nord-ouest* y étaient contraires ; ils agissent quelquefois si vivement, que le soufre se brûle. De fortes pluies peuvent étouffer le grillage. Dans le premier cas, on arrête la combustion du soufre avec du menu minerai, que l'on répand sur toute la surface ; et dans le dernier, il faut ouvrir le tas sur un des côtés pour donner de l'air, et exciter le grillage à se rallumer.

A Chessy, au contraire, le climat étant beaucoup plus chaud, Jars a observé que le vent le plus avantageux, pour obtenir une plus grande quantité de soufre, était celui du nord, quand l'air est sec et froid; mais les pluies sont également contraires, quand elles ont de la continuité; il en est de même des grandes chaleurs.

Pour garantir le tas de grillage des vents contraires, on peut mettre du côté où il souffle, sur les bords de la partie supérieure, une ou deux planches de champ. On pourrait aussi construire par dessus, une espèce de toit, pour le mettre à l'abri des pluies. Mais ces moyens essayés par Jars, ont paru inutiles, comparaison faite avec un grillage semblable où on ne les avait pas employés.

Un grillage de 5,000 quintaux peut rendre 50 quintaux de soufre brut ; mais on ne doit pas compter sur cette quantité, le minerai pouvant être plus ou moins sulfureux. Le produit ne doit être basé que sur la totalité de plusieurs grillages, dont le résultat moyen paraît être de 30 à 40 quintaux.

2534. *Grillage encaissé.* Cette méthode, fort souvent mise en usage par les anciens métallurgistes, ne paraît pas assez économique pour qu'on doive en recommander l'emploi.

On creuse un fossé plus ou moins long dont le fond et les parois sont garnis en briques. Le fond présente une légère inclinaison ; la partie qui doit former la bouche du fourneau, étant placée plus bas que le côté opposé vers lequel la fumée se dirige. On élève sur les flancs et sur le fond du fourneau, de petits murs qui servent à augmenter sa capacité. Enfin, on ménage dans le mur du fond des ouvertures qui dirigent la fumée dans des chambres de condensation, où le soufre en vapeurs peut se déposer.

On dispose un lit de bois sur le sol, et on charge par dessus les gros morceaux du minerai ; on recouvre ceux-ci de minerai moyen, et on met enfin à la surface une bonne couche de minerai menu, pour fermer toute issue à la fumée. La dernière couche est humectée et battue pour lui donner plus de compacité. Au besoin, on répare les crevasses qui pourraient s'y former.

On allume le bois par la partie libre du fourneau. La fumée traverse

le tas de grillage. s'échappe par les ouvertures ménagées au mur du fond, passe dans les chambres de condensation, et se répand enfin dans l'atmosphère par les cheminées qui terminent celles-ci.

On opère sur 80 ou 100 quintaux à la fois; le grillage dure quelques semaines. On récolte, à chaque opération, le soufre qui est dans les chambres.

Cette méthode, ainsi que celle du grillage en tas, pourrait probablement être remplacée par un procédé plus économique ou plus efficace. Les minerais auxquels on les applique n'ont besoin que d'être portés à l'ignition; le soufre et les métaux, en brûlant, dégagent assez de chaleur pour que le grillage se continue. Dès lors, il semble qu'au moyen d'un four à chaux continu, le grillage pourrait s'effectuer sans autre dépense de combustible que celle qui serait nécessaire pour allumer les premières charges.

A la vérité, la température pourrait s'élever trop haut, ce qui fondrait les sulfures et produirait des mattes; mais en ménageant des ouvertures à diverses hauteurs, on pourrait porter plus ou moins d'air dans le fourneau et modifier ainsi sa température à volonté.

2535. *Grillage au four à réverbère.* Le minerai qu'on exploite dans les usines de Swansea, en Angleterre, renferme de 8 à 8,5 pour 100 de cuivre. Sa gangue contient du fluorure de calcium; il est mêlé de pyrite arsénicale ou de quelques arséniures métalliques. La proportion d'arsenic y est assez grande pour que le grillage à l'air libre ne puisse s'y effectuer sans danger. Ce motif suffirait pour commander l'emploi du four à réverbère; mais il paraît en outre que la rapidité du travail a contribué à le faire adopter. Le grillage en tas sur de graudes masses ferait chômer un capital considérable que la méthode anglaise n'exige pas.

Les figures 1, 2, 3 de la planche 48, représentent le fourneau de grillage employé à Swansea.

Le plan de ce fourneau (fig. 3) présente la sole et la chauffe qui sont disposées comme dans tous les fourneaux à réverbère.

Ces fourneaux reposent sur une arche (fig 1 et 2, *a a*), dans laquelle on fait tomber le minerai grillé; ils sont entièrement construits en briques, et armés en fer, ainsi qu'on le voit dans l'élévation, fig. 1.

La sole (fig. 2, *m*, et fig. 3, S) présente, à peu près, la forme d'une ellipse tronquée aux deux extrémités de son grand axe; elle est horizontale, construite en briques infusibles placées de champ; elle peut se défaire et se réparer sans altérer la voûte sur laquelle elle repose; elle est percée de trous (*a a a a*, fig. 3), placés au devant de chaque porte; ils servent à faire tomber le minerai grillé dans l'arche.

Les dimensions de la sole varient de 5^m 20 à 5^m 80, et de 4^m 30 à 4^m 09. Le foyer varie de 1^m 40 à 1^m 55 dans un sens, sur 0.92 dans l'autre. Le pont de la chauffe qui sépare le foyer de la sole du fourneau, a 0^m 61 d'épaisseur (fig. 2 et 3 *r*).

Dans l'usine de M. Vivian, le pont est traversé par un canal longitudinal (fig. 6 *a a'*), qui est en communication à ses deux extrémités avec l'air extérieur, et qui l'amène sur la sole du fourneau par les conduits *b b b*. Cette disposition est fort avantageuse; elle met sans cesse les minerais en contact avec un air pur, qui est bien plus propre au grillage, que celui qui a traversé la chauffe.

La voûte du fourneau s'abaisse depuis le pont de la chauffe jusqu'à la cheminée (fig. 2 *v v*). Sa hauteur, au dessus de la sole, est de $0^m,65$ au premier point, et de $0^m,20$ à $0^m,30$ au second.

Ces fourneaux ont quatre ou cinq portes : une pour la chauffe (fig. 1 *p*), trois ou quatre pour le travail; lorsqu'il y en a trois, deux sont placées sur une face longitudinale, et la troisième sur l'autre. Dans l'autre cas, il existe deux portes sur chaque côté, placées en regard les unes des autres; ces ouvertures ont $0^m,30$ de côté; leurs contours sont en fonte (fig. 1 et 2 *t t t t*).

La cheminée est placée à l'angle du fourneau (fig. 3, *c*), ce qui exige qu'il y ait un tuyau incliné qui la mette en communication avec le fourneau. Elle peut avoir de $6^m,50$ à 8^m de hauteur.

Pour charger le minerai, il existe à la partie supérieure de la voûte du fourneau, deux trémies placées vis-à-vis des portes (fig. 1 et 2, TT); elles sont composées de quatre plaques de fer supportées par des châssis en fer; elles ont des dimensions correspondantes au volume des charges.

Ces fourneaux servent au grillage du minerai et au grillage des mattes. Quelquefois, pour le grillage des mattes, on emploie des fourneaux à deux étages; dans ce cas, leurs dimensions sont un peu moindres que celles des fourneaux qu'on vient de décrire. Deux portes correspondent à chaque sole, et pour que les ouvriers puissent travailler à l'étage supérieur, on dispose un pont mobile en bois sur les côtés du fourneau.

2336. Le minerai est transporté à la fonderie, dans des mesures en bois, contenant chacune un quintal; les ouvriers chargés de la calcination portent le minerai dans les trémies du fourneau de grillage, d'où il tombe sur la sole; ils l'étendent uniformément sur sa surface, au moyen de rables en fer. La charge que l'on met dans ces fourneaux est de 3000 à 3500 kilogr.

On met le feu et on l'augmente graduellement, de façon qu'à la fin de l'opération, la température soit aussi forte que le minerai puisse la supporter sans se fondre ou sans s'agglutiner. Pour prévenir l'agglutination et pour aider la combustion du soufre, on renouvelle les surfaces, en remuant le minerai d'heure en heure. Au bout de douze heures, le grillage est ordinairement terminé; on fait tomber le minerai dans l'arche, qui existe sous la sole du fourneau, au moyen des trous qui sont devant les portes. Lorsque le minerai est assez froid pour être remué, on le retire de l'arche et on le porte sur le tas de minerai grillé.

Le minerai, dans cette opération, ne change pas sensiblement de poids, ayant gagné en oxigène, à peu près ce qu'il a perdu en soufre et en arsenic. Si le grillage a été bien exécuté, le minerai est en poudre noire. Cette couleur est due à la présence des oxides de cuivre et de fer. La quantité de fer transformée en oxide, dans ce premier grillage, n'est qu'une faible portion de celui qui est contenu dans le minerai. Le soufre s'est dégagé à l'état d'acide sulfureux.

Au nombre des perfectionnements économiques récemment introduits dans la fabrication du cuivre en Angleterre, il faut compter la meilleure disposition des fourneaux de grillage, qui facilitant l'entrée de l'air pur, rend cette opération plus rapide. Outre cette amélioration, on en a tenté d'autres, qui ont pour but principal, la salubrité des établissements ou des alentours.

2557. Dans le traitement des minerais de cuivre, le grillage donne naissance à des vapeurs assez abondantes, pour former sur les usines un nuage de fumée blanchâtre, que l'on aperçoit de plusieurs lieues. Ces fumées sont assez nuisibles, pour que leur action corrosive détruise la végétation à plusieurs centaines de toises autour de chaque usine, et pour que son influence délétère soit sensible, bien plus loin encore. Cette action doit être également très-nuisible pour les animaux, à en juger du moins par la nature même des substances volatilisées. En effet, outre les produits habituels de la combustion du charbon, on doit trouver et on trouve réellement dans la fumée des fourneaux de grillage :

1o De l'acide sulfureux;

2o De l'acide sulfurique;

3o De l'acide arsénieux;

4o De l'arsenic échappé à la combustion;

5o Des composés volatils de fluor;

6o Des matières solides entraînées par le courant de gaz.

L'acide sulfureux et l'acide sulfurique proviennent de la combustion du soufre de la pyrite cuivreuse. La formation de l'acide sulfurique résulte sans doute de la présence de la vapeur d'eau, formée par la combustion de l'hydrogène du combustible. L'arsenic provenant des arséniures mélangés dans le minerai, passe en partie à l'état de vapeur, et se brûle en partie, en donnant naissance à de l'acide arsénieux. Le fluorure de calcium, contenu dans la gangue, doit être décomposé par la silice, et se transforme en silicate de chaux et en fluorure de silicium gazeux; peut-être se forme-t-il aussi du fluorure d'arsenic qui, en agissant sur l'eau, se transformerait en acide hydro-fluorique et en acide arsénieux. C'est au moins la seule manière d'expliquer la présence de l'acide hydro-fluorique dans les vapeurs, présence qui a été constatée par l'action corrosive qu'elles exercent sur le verre.

Ces sortes d'usines ayant excité souvent des plaintes fondées, l'at-

tention publique se dirigea vers cet objet, et on ouvrit une souscription, dont le fond fut destiné à récompenser l'auteur du meilleur moyen à employer, pour la destruction complète de ces vapeurs, qu'on nomme en Angleterre, *fumée de cuivre*.

M. John Vivian, qui s'était occupé déjà de cet objet, ne tarda point à atteindre à cet égard un degré de perfection qu'il sera difficile peut-être de dépasser. Il mit en usage le seul procédé susceptible d'être appliqué avec avantage, dans une circonstance où il fallait agir à la fois sur des matières aussi variées. C'est leur absorption ou leur condensation, par le contact de l'eau froide.

2538. Ceci posé, l'appareil à établir devient fort simple, quant à sa construction générale. Il consiste en un long canal horizontal, dans lequel on amène de l'eau en pluie fine, et dont une des extrémités reçoit les vapeurs. L'autre se termine par une cheminée qui communique avec un fourneau de tirage, auquel on peut donner diverses applications pour en utiliser le combustible. M. Vivian en a fait un fourneau de fusion.

Examinons maintenant l'appareil plus en détail. Il se compose d'un large canal traversant toute l'usine, et prolongé en ligne droite, au dehors, à une distance d'environ quatre-vingt douze mètres. L'extrémité communique avec une cheminée de trente mètres d'élévation. Entre l'usine et la cheminée, se trouvent quatre chambres de condensation, où la fumée est mise en contact avec l'eau. Le canal monte légèrement, jusqu'au point où il débouche dans la première chambre. Il descend ensuite légèrement aussi, jusqu'à la grande cheminée, afin que l'eau s'écoule dans la direction de la fumée elle-même, ce qui tend à favoriser le tirage au lieu de le gêner. Chaque chambre est recouverte par un seul bassin de cuivre (1) percé de trous, dont les barbes sont tournées vers le bas, afin de favoriser la formation des gouttes d'eau. Les lames de cuivre qui forment le bassin, ont une épaisseur telle, qu'un carré d'un pied de côté pèse trois livres. Les trous ont un seizième de pouce de diamètre; ils sont percés sur des lignes diagonales, à peu près à un pouce l'un de l'autre; un pied de surface en contient environ deux cent cinquante. L'intérieur des chambres est divisé par des cloisons verticales, qui s'arrêtent alternativement à quelque distance du mur, pour laisser le passage libre à la fumée, de telle sorte que celle-ci circule horizontalement.

On conçoit d'après cette disposition, que le bassin étant rempli d'eau, celle-ci tombe en gouttes par les trous dans l'intervalle des cloisons, et que la fumée, obligée de traverser cette pluie fine, abandonne la plus grande partie des matières solubles ou solides qu'elle

---

(1) Il me semble qu'on trouverait de l'économie à les construire en plomb. Je ne vois pas qu'il y eût aucun inconvénient d'ailleurs.

renferme. Aussi, trouve-t-on que l'arsenic se dépose en totalité dans les chambres, où on le voit flottant dans l'eau ; que l'acide arsénieux est en partie déposé et en partie dissous; que l'acide sulfurique et les produits fluoriques sont dissous ou décomposés ; enfin, que l'acide sulfureux, quoique moins soluble, disparaît presque entièrement. Quant aux substances entraînées par le courant d'air, elles se déposent en boue dans le fond des chambres et du canal.

En définitive, au sortir des chambres de condensation, la fumée ne retient plus, parmi toutes ces matières nuisibles, qu'une quantité d'acide sulfureux, réduite à 1/38 de ce qu'elle était auparavant. On l'évalue à 5 pour 100 au sortir des fourneaux. Il doit donc en rester environ 13/10.000 seulement. Il faut observer en outre, que la fumée ainsi purifiée, s'élève plus facilement dans l'air, et par conséquent se divise beaucoup plus, avant de retomber sur les lieux environnants.

Toutes les tentatives faites sur un autre plan n'ont donné aucun résultat satisfaisant. L'emploi de la chaux en bouillie ou en dissolution n'a pas réussi. Il eût d'ailleurs été trop coûteux. Il en est de même de celui du charbon incandescent, qui aurait dû absorber l'oxigène des acides et mettre à nu le soufre et l'arsenic.

Plus d'une fois, on a songé à calciner le minerai en vaisseaux clos; mais le soufre obtenu serait loin de compenser la perte de combustible. Enfin, on a voulu transformer l'acide sulfureux en acide sulfurique, mais l'expérience a prouvé que la réaction entre ce gaz et l'acide nitreux n'avait pas lieu, probablement à cause de la grande quantité d'air dont il est mêlé, et de la rapidité du courant.

Il est étonnant que, dans le nombre des tentatives faites à ce sujet, on ne voye pas figurer l'emploi de l'hydrogène sulfuré, ou plutôt celui des sulfures solubles. Le sulfure de calcium, par exemple, qui ne serait pas très-coûteux en le préparant au moyen du plâtre et du charbon, absorberait mieux les dernières portions d'acide sulfureux, en passant à l'état d'hypo-sulfite. Bien entendu qu'il ne faudrait en faire usage, que lorsque l'eau aurait produit tout son effet.

FUSION DU CUIVRE PYRITEUX POUR MATTES ET CUIVRE NOIR.

2539. Dans certaines usines, le minerai de cuivre pyriteux est soumis à une fusion immédiate, qui a pour objet de le séparer de sa gangue. Les sulfures et les matières terreuses fondues simultanément, se séparent en raison de la différence de leurs densités. Le cuivre se concentre dans les sulfures, qui sont soumis ensuite au grillage, dont il sera question plus loin.

Les usines dans lesquelles la fonte crue n'est pas adoptée, et ce sont les plus nombreuses, soumettent leur minerai grillé à la fusion, et en retirent aussi des sulfures et des scories, mais les sulfures sont moins chargés de soufre.

Quel que soit le procédé que l'on ait suivi, les sulfures qui renferment du cuivre, du fer et du soufre, abstraction faite des métaux accidentels, doivent être soumis à un traitement destiné à convertir le soufre en acide sulfureux, le fer, en silicate de protoxide, et le cuivre, en métal presque pur.

A cet effet, on soumet les sulfures au grillage. Le soufre se convertit en acide sulfureux, le fer et le cuivre, en oxides. En fondant le résidu de ce grillage avec du quarz et du charbon en proportions convenables, on réduit l'oxide de cuivre et on convertit le protoxide de fer en silicate neutre, irréductible par le charbon.

Ces résultats s'effectuent par divers procédés que nous allons exposer succinctement.

2540. *Fonte pour matte et cuivre noir, au fourneau à manche.* Dans l'usine de Sainbel, le minerai grillé est soumis à la fusion dans un fourneau à manche de 1m 70 de hauteur sur 0m 96 de profondeur, et de 0m 55 de largeur. L'air est fourni par deux soufflets pyramidaux.

On ajoute au minerai, du quarz pour scorifier l'oxide de fer et l'empêcher de se réduire. On remplace avec avantage le quarz par du minerai de Chessy, qui contient environ 50 à 60 pour 100 de sable siliceux, et 18 à 15 pour 100 de cuivre métallique; on obtient par ce moyen, de la matte plus riche.

Pour faciliter la fusion, on ajoute environ 50 pour 100 de scories provenant des fontes précédentes. Ces scories contiennent une très-grande quantité d'oxide de fer combiné à la silice, et seulement des traces de cuivre. Elles sont généralement très-fluides, et ne deviennent pâteuses que lorsqu'on ajoute une trop grande quantité de quarz ou de minerai quarzeux. Lorsque le quarz manque, elles sont trop fluides, les charges descendent trop précipitamment; la matte se mélange en partie dans les scories, où elle forme de petits noyaux d'un gris clair, ce que les fondeurs expriment en disant que la *matte refleurit.* Par suite de l'absence de la silice, l'oxide de fer se réduit, et forme des dépôts qui s'attachent au fond du fourneau, et qui entravent sa marche. Les fondeurs disent alors que les scories son trop *sèches.*

Si, au contraire, le quarz est trop abondant, il rend le mélange plus réfractaire, les laitiers deviennent très-pâteux, les charges descendent lentement, l'oxide de fer, trop longtemps en contact avec le charbon, se réduit en partie, et il se forme, comme dans le premier cas, des culots de fer dans le fond du fourneau. On consomme alors beaucoup plus de coke, pour fondre la même quantité de minerai, que dans le premier cas; les ouvriers disent alors que les scories sont trop *grasses.*

C'est d'après l'aspect des scories, qui coulent constamment sur le devant du fourneau, que le maître fondeur juge des proportions les plus convenables du minerai grillé, du quarz et des scories, pour

obtenir une bonne fonte. D'après le *nez* qui se forme à la tuyère, il juge de la proportion du combustible à employer, relativement à la matière à fondre. Si le nez est *trop court*, la température est trop élevée ; le fondeur charge dans ce cas plus de minerai pour la même quantité de combustible ; il fait le contraire si le nez est *trop long*. Sa longueur doit être ordinairement de 4 à 6 pouces.

Chaque fourneau fond ordinairement 2,300 à 3,000 kilog. par 24 heures. On ne perce généralement qu'une fois dans cet intervalle ; après la percée, les fondeurs nettoient, avec des outils en fer, le fond du fourneau, et ils enlèvent, autant que possible, le fer réduit qui s'y est déposé, afin de rendre plus libre le passage de la matte et des scories. Quoique cette opération soit répétée tous les jours, et qu'on apporte beaucoup d'attention à ajouter la quantité de matières quarzeuses la plus convenable à la scorification de l'oxide de fer, il s'en réduit toujours une assez forte portion, et le fond ou sol du fourneau s'élève tellement, au bout de 11 à 12 jours, que, si on continuait, le dépôt atteindrait bientôt le nez. On est alors obligé de cesser la fonte et de vider le fourneau, pour le nettoyer et pour réparer l'intérieur.

2541. La matte provenant de ce fondage, coulée en pains ronds, est cassée en petits fragments de la grosseur d'un œuf, et soumise à dix grillages consécutifs, dans des cases fermées de trois côtés par des murailles.

On n'emploie que des fagots dans les cinq premiers feux, et dans les cinq derniers des fagots et du bois de chêne. Chaque grillage se compose de 14,000 k. de matte ordinaire, à laquelle on ajoute, au cinquième feu, la *matte riche*, provenant de la fonte du grillage précédent.

Après avoir reçu dix feux, la matte est fondue dans les mêmes fourneaux à manche qui servent à la fusion du minerai grillé, avec addition de scories de la même fonte, et d'un peu de quarz.

On passe à cette même fonte le cuivre des caisses de cémentation, les écumages des fourneaux de raffinage, etc. On obtient du cuivre noir, de la matte dite *riche matte*, tenant 50 à 55 pour 100 de cuivre, et des scories que l'on repasse dans la fonte suivante.

2542. M. Gueniveau a fait l'analyse des scories résultant du fondage de la mine grillée et de celles qui résultent du fondage des mattes grillées. Celles qui proviennent de la fonte du minerai grillé renferment :

Silice.	31	35
Protoxide de fer.	67	41
Oxide de zinc. .	2	3
Barite.	0	12
Alumine. . . .	0	4
Chaux.	0	3
Magnésie. . . .	0	2
	100	100

L'analyse de la première de ces scories, se confond avec celle d'une scorie de forge, dont elle présente d'ailleurs tous les caractères.

La seconde possède une composition plus compliquée. La barite qu'elle renferme provient du sulfate de barite contenu dans le quarz employé. Comme on pouvait s'y attendre, la silice s'est unie à la barite, et l'acide sulfurique décomposé par le charbon, a cédé son soufre à la matte. Ces variations dans la composition des scories, dépendent surtout; des variations de composition des matières quarzeuses employées comme fondants.

S'il est vrai que l'addition du soufre soit utile pour le traitement des minerais pauvres, on pourrait, à défaut de pyrites de fer, mêler au minerai cru, dans la *fonte crue*, du plâtre ou du sulfate de barite qui, comme on voit, fourniraient de la chaux ou de la barite aux scories et du soufre aux mattes.

La fonte des mattes grillées s'opérant avec addition de scories des premiers fondages et de quarz, il est facile de prévoir que la nature des secondes scories doit peu différer de celle des premières. Voici leur composition :

Silice. . . .	22	ou bien	Silice . . .	22
Prot. de fer. .	90		Prot. de fer .	54
Chaux. . . .	5		Chaux . . .	5
Soufre. . . .	3		Sulfure de fer quadribasiq.	23
	118			102

Cette scorie était sans doute accidentellement mêlée de matte, car elle renfermait évidemment du fer non oxidé et uni au soufre, puisqu'elle se dissolvait dans les acides faibles, avec effervescence d'hydrogène puant.

Quoi qu'il en soit, la présence d'une grande quantité de silicate de protoxide de fer, forme encore le caractère dominant de la scorie, et l'on y retrouve l'indication précise du rôle que joue la silice dans ce traitement.

M. Gueniveau a donné le premier, d'après les analyses qui précèdent, la véritable théorie du traitement des minerais de cuivre. Cette théorie peut recevoir des modifications de détail, les matières employées offrant souvent des mélanges qui compliquent la nature des produits. Mais, il est hors de doute, que le traitement d'un minerai pyriteux pur, par la seule addition de la silice, serait possible et même facile, en se conformant à la théorie qui prescrit de doser les matières, de manière à produire du silicate neutre de protoxide de fer, en laissant le cuivre libre.

2545. *Fusion au four à réverbère, pour matte et cuivre noir.* La méthode employée en Angleterre, diffère essentiellement de la précédente, en ce que les mattes obtenues y sont soumises à des

grillages et à des fusions alternatives, et non point comme dans le cas précédent, à une série de grillages terminés par une seule fusion.

Le grillage des mattes s'exécute dans le fourneau qu'on a déjà décrit pour le grillage du minerai. Leur fusion s'opère dans un fourneau particulier représenté dans la planche 48, fig. 4 et 5.

La sole est de forme ellipsoïdale, mais ses dimensions sont plus petites que dans les fourneaux de grillage. Sa longueur n'excède pas 3m,37 à 3m,42, et sa largeur varie de 2m,30 à 2m,45.

Le pont de la chauffe *rr* est un mur en briques de 0m,61 d'épaisseur. La chauffe *nn* est plus grande proportionnellement que dans les fourneaux de grillage, les dimensions étant de 1m,07 à 1m,22 de long, sur 0m,92 à 1m,07 de large. On donne à la chauffe cette proportion, parce qu'il est nécessaire de produire une assez haute température pour fondre le minerai. Par le même motif, ces fourneaux ne sont percés que d'un petit nombre d'ouvertures. Il n'en existe ordinairement que trois : une pour la chauffe, *p*; une seconde sur le côté, *h* qui est presque toujours fermée; elle ne sert que dans le cas où l'on veut arracher des matières attachées sur la sole ou lorsqu'on veut entrer dans le fourneau pour le réparer; enfin, la troisième porte, placée sur le devant du fourneau, au dessous de la cheminée, *z*, est appelée *porte du travail*; c'est par cette ouverture, qu'on retire les scories, qu'on brasse les matières fondues, etc.

La sole est faite de sable infusible; elle est légèrement inclinée vers la porte de côté, pour faciliter la sortie des mattes; au dessous de cette porte, il existe dans la paroi du fourneau un trou destiné à faire couler la matte. Un canal en fer *oo*, la conduit dans une fosse P, au fond de laquelle existe un récipient en fonte, qui peut s'enlever au moyen d'une grue. La fosse est remplie d'eau; la matte en y tombant se divise en grenailles qui se rassemblent dans le récipient. Ces fourneaux sont surmontés d'une trémie.

2544. Quelquefois, les fourneaux de fusion sont en même temps fourneaux de grillage : il en existe près de Swansea qui servent à ce double usage; ils sont composés de trois étages. L'étage inférieur est destiné à la fusion du minerai grillé, les deux autres au grillage. La chaleur étant moins forte sur la sole supérieure, le minerai s'y dessèche et commence à se griller; le grillage se termine sur le second plan. Des trous carrés, pratiqués dans les soles supérieures, les mettent en communication entre elles et avec la sole inférieure; ces trous sont fermés pendant l'opération, au moyen d'une plaque de tôle qu'on déplace à volonté. Les soles supérieures sont faites en briques; elles sont horizontales à leur plan supérieur et légèrement voûtées en dessous; leur épaisseur est celle de deux briques, 0m,30; leurs dimensions sont plus grandes que celles de la sole inférieure; elles se prolongent au dessus de la chauffe. Aux étages destinés au grillage, le fourneau présente deux portes sur un des côtés. A l'étage

inférieur, il y en a également deux; mais elles sont disposées différemment : la première, sur le devant du fourneau, sert à retirer les scories, à brasser le métal, etc., et l'autre, sur le côté, est destinée à la réparation du fourneau; c'est au dessous de cette porte, qu'existe le trou de coulée; il communique au moyen d'un canal en fonte, à une fosse remplie d'eau.

Les dimensions de ce fourneau, en largeur et en longueur, sont sensiblement les mêmes que celles du fourneau de fusion, décrit ci-dessus; la hauteur est à peu près de 4 mètres. On le charge au moyen de deux trémies.

2545. Ordinairement, cette seconde période du travail se partage en plusieurs opérations que nous allons indiquer sommairement.

1° Fusion du minerai grillé; ce qui nous donne une première matte et des scories;

2° Grillage de la première matte;

3° Fusion de cette matte grillée; ce qui procure une seconde matte et de nouvelles scories;

4° Grillage de la seconde matte;

5° Fusion de la seconde matte grillée; ce qui donne du cuivre noir et une troisième variété de scories;

6° Rôtissage du cuivre noir, opération qui le prépare pour le raffinage.

Dans l'usine de M. Vivian, on obtient le cuivre noir plus rapidement. La seconde fusion le fournit, comme à Sainbel, mais un seul grillage suffit pour la matte, tandis qu'à Sainbel, on en fait dix.

Voici quelques détails sur ces opérations.

I. Le minerai grillé est donné aux fondeurs, dans des mesures contenant un quintal; ils le versent dans les trémies; et, après qu'il est tombé sur la sole, ils le répandent uniformément sur celle-ci; ils baissent la porte et ils la lutent.

On ajoute à peu près deux quintaux de scories provenant de la fonte de la matte grillée. Le but de cette addition est non-seulement de retirer le cuivre que peuvent contenir ces scories, mais encore d'augmenter la fusibilité du mélange. Quelquefois aussi, lorsque la composition du minerai l'exige, on ajoute de la chaux, du sable et du fluorure de calcium. On se sert souvent de ce dernier fondant.

Le fourneau étant chargé, on met le feu, et le seul soin du fondeur consiste à entretenir la température de manière à avoir une fusion parfaite. Quand celle-ci est opérée, on relève la porte, on remue la masse liquide, pour compléter la séparation de la matte et des scories, ainsi que pour empêcher les matières fondues de s'attacher sur la sole. La fusion étant complète, le fondeur fait sortir les scories par la porte de devant, en les retirant avec un rable. La matte étant ainsi débarrassée des scories, on met une seconde charge de minerai grillé, pour augmenter le bain des mattes; on exécute la fonte de cette se-

conde charge, comme celle de la première. On fait ainsi de nouvelles charges de minerai grillé, jusqu'à ce que la matte rassemblée sur la sole du fourneau parvienne au niveau de la porte, ce qui arrive ordinairement après la troisième charge. On ouvre alors le trou de coulée, la matte se rend dans la fosse remplie d'eau, où elle se granule par son immersion. Elle se rassemble dans le récipient qui occupe le fond de la fosse. La matte grenaillée est d'un gris d'acier. Sa cassure est compacte et son éclat métallique.

Les scories renferment souvent des grenailles métalliques; on les brise et on les trie avec soin. Toutes les portions qui renferment quelques parcelles de matte sont refondues dans une opération accessoire. Les scories qui ne contiennent pas de grenailles de cuivre sont rejetées; quelquefois elles sont moulées en briques très-grosses en sortant du fourneau; elles sont alors employées dans des constructions. Ces scories sont noires, et le quarz qui n'a pas fondu leur donne l'apparence porphyrique.

Elles renferment :

Silice.	59,0
Protoxide de fer. .	26,0
Oxide de cuivre. .	1,0
Oxide d'étain. . .	0,7
	86,7

Cette analyse incomplète montre cependant que la théorie de M. Gueniveau s'applique au traitement anglais. Elle fait voir que cet excès de silice que les scories présentent, puisqu'une partie du quarz n'entre pas en fusion, détermine la formation d'une certaine quantité de silicate de cuivre, qu'un dosage plus exact ferait éviter. Ces scories doivent contenir de la chaux, puisqu'on se sert de fluorure de calcium comme fondant.

Lorsqu'on a recueilli de la fonte précédente une assez grande quantité de scories contenant des grenailles, on les fond séparément. Cette opération paraît avoir exclusivement pour but de séparer les grenailles des scories, dans lesquelles elles sont engagées. Elle donne une matte analogue à celle qu'on a obtenue dans la première fonte, et des scories qui sont rejetées. Ces scories sont visqueuses et tenaces; cependant, le cuivre s'en sépare avec facilité.

La matte granulée qui provient de la première fusion, contient ordinairement 33 p. 100 de cuivre; elle est ainsi quatre fois aussi riche que le minerai, et sa masse est conséquemment diminuée dans la même proportion. Comme à l'ordinaire, elle renferme du cuivre, du fer et du soufre.

Dans l'opération qu'on vient de décrire, on cherche à faire un mélange fusible des terres et des oxides, de manière que la matte de cuivre puisse, à raison de sa plus grande pesanteur spécifique, se rendre à la partie inférieure, et se séparer exactement des scories.

On atteint ce but, dans la plupart des cas, au moyen des scories qui font partie de la charge; elles sont presque entièrement composées de silicate de fer. Quand les minerais sont très-difficiles à fondre, on ajoute à la charge, à peu près 50 kil. de fluorure de calcium; mais il faut faire cette addition avec précaution, pour ne pas trop augmenter la masse des scories, et surtout pour éviter les inconvénients que présenterait un excès de chaux. Il est à présumer que, par la chaux qu'il peut produire, le fluorure de calcium mettrait l'oxide de fer en liberté et déterminerait sa réduction. Les mattes en deviendraient plus ferreuses et par conséquent moins fusibles.

Le travail, dans cette première fusion, marche jour et nuit. On passe communément cinq charges, en vingt-quatre heures. Quand toutes les circonstances sont favorables, c'est-à-dire lorsque le minerai est fusible, que le charbon est de première qualité, et que le fourneau est en bon état, on fait même jusqu'à six charges par jour. La charge en minerai est de 1522 kil., de façon qu'un fourneau de fusion correspond à peu près à un fourneau de grillage; ce dernier donnant 7000 kil. de minerai grillé, par vingt-quatre heures.

II. La matte qui résulte de l'opération précédente a besoin d'un nouveau grillage, qui oxide le fer et qui convertit le soufre en gaz sulfureux. Ce grillage est plus facile à exécuter que le premier, parce que la matte est dégagée des substances terreuses qui la garantissaient de l'action de l'air. Ce grillage s'exécute dans le même fourneau et de la même manière que celui du minerai. On remue continuellement la matte, pour exposer toutes ses surfaces à l'action de l'air chaud, et pour empêcher son agglutination. L'opération dure vingt-quatre heures : dans les six premières, le feu doit être très-modéré, parce que la matte possède encore sa fusibilité primitive; mais à mesure que le soufre se convertit en gaz sulfureux et les métaux en oxides, la fusibilité de la matière diminue, elle peut supporter une chaleur plus forte et en conséquence, on l'augmente graduellement, jusqu'à la fin du grillage. La charge est, comme au premier grillage, de 3045 à 3522 kilogr.

III. Ce grillage étant terminé, on fond de nouveau la matière, en ajoutant des scories des dernières opérations, très-riches en oxide de cuivre, et quelques débris de sole qui en sont également imprégnés. Les proportions de ces substances varient suivant la qualité de la matte grillée. Dans cette seconde fusion, l'oxide de cuivre, contenu dans les scories, est réduit par le soufre restant dans la matte grillée; une partie du soufre passe à l'état d'acide sulfureux, tandis que l'autre forme un sulfure avec le cuivre devenu libre. Ordinairement, la matte contient une quantité suffisante de soufre, pour réduire complétement l'oxide de cuivre; dans le cas contraire, ce qui arrive si le grillage de la matte a été poussé trop loin, on ajoute une petite quantité de matte non grillée, qui, en fournissant du soufre, facilite la

conversion de l'oxide de cuivre contenu dans les scories, en sulfure de cuivre incapable de rester en combinaison avec elles, et très-propre, au contraire, à se combiner avec la nouvelle matte.

On enlève les scories par la porte de devant, en les tirant avec un rable. Elles ont une grande pesanteur spécifique; elles sont brillantes, d'un éclat métallique, très-cristallines, et présentent, dans les cavités, des cristaux analogues à ceux du pyroxène; elles se cassent facilement, et les fragments en sont très-aigus. Elles ne contiennent pas de grenailles métalliques dans l'intérieur; mais il arrive souvent, à cause du peu d'épaisseur de la couche qu'elles forment, qu'elles entraînent un peu de métal.

Ces scories doivent consister essentiellement en silicate neutre de protoxide de fer; mais, à cause du cuivre qu'elles ont entraîné mécaniquement, on les soumet à une nouvelle fusion. Comme on l'a déjà indiqué, en parlant de la fonte du minerai grillé, elles sont en général fondues avec lui. Cependant, dans quelques cas, on en fait une fonte particulière.

La matte, que l'on obtient dans cette seconde fusion, est coulée dans l'eau, comme la première ou moulée en saumons, suivant le mode de traitement qu'on veut lui faire subir. Elle est d'un gris clair, compacte et bleuâtre à la surface.

On recueille cette matte en grenailles, lorsqu'elle doit être grillée de nouveau, et en saumons, lorsqu'elle doit subir immédiatement l'opération du rôtissage.

Sa teneur est environ 60 pour 100 de cuivre.

Cette seconde fusion dure de cinq à six heures. La charge est de 1015 kilogr.

Quand les scories que produit la fonte précédente, sont soumises à une fusion particulière, on les mélange avec de la houille en poudre, ou d'autres matières charbonneuses. Le cuivre, le fer et quelques traces des autres métaux se désoxident et donnent un alliage blanc et cassant. Les scories qui proviennent de cette fusion particulière, sont en partie employées à la première fusion du minerai grillé, et en partie rejetées. Elles sont cristallines, et présentent souvent dans les cavités, des cristaux de silicate de fer. Elles ont un éclat métallique, et se cassent en fragments très-aigus.

L'alliage blanc est refondu, puis réuni à celui que produit la seconde fonte.

IV. La matte qui résulte de la seconde fusion est soumise au grillage, de la même manière que la première matte. L'opération dure vingt-quatre heures; la charge est ordinairement de 3045 kilogr.

V. La seconde matte grillée, est soumise à une fusion qui est conduite comme celle de la première matte. Le cuivre noir qu'elle produit contient de 70 à 80 pour 100 de cuivre; il est coulé en lingots, pour subir l'opération du *rôtissage*.

Les scories sont riches en cuivre ; elles sont ajoutées à la fonte de la matte grillée.

Dans l'usine de M. Vivian, on a supprimé la quatrième et la cinquième opération. La seconde matte est coulée en saumons, pour être immédiatement soumise au rôtissage. La disposition du canal *a a'*, *fig.* 7, qui amène un courant d'air continu sur la sole du fourneau, accélère et facilite le grillage de la matte. Cette importante amélioration a permis de simplifier le traitement, en diminuant le nombre de grillages.

Parmi les avantages que présente le système de traitement suivi en Angleterre, il importe de faire ressortir le bon enchaînement et la célérité des opérations, qui permettent d'éviter le chômage de grands capitaux. Il est probable que si l'analyse des mattes et des scories était faite avec soin et que les mélanges fussent mieux étudiés dans leur composition, cette partie du travail laisserait peu de chose à désirer et devrait être généralement adoptée.

Du reste, comme on se propose toujours de convertir, le soufre en gaz sulfureux, et le fer en silicate neutre, c'est à chaque exploitant à étudier ses matières, pour les doser d'une manière conforme à ce but.

TRAITEMENT DES OXIDES ET DES CARBONATES DE CUIVRE.

2546. On a rencontré à Chessy, près de Lyon, du protoxide, du deutoxide et des carbonates de cuivre qui à raison de leur couleur ont reçu les noms de *mine rouge*, mine noire, mine bleue. Ces substances y ont été soumises à une méthode d'exploitation que M. Thibaud et surtout M. Margerin ont fait connaître dans le plus grand détail. Elles donnent immédiatement du cuivre noir.

Voici la composition de la mine rouge en schlich.

	Riche.	Pauvre.
Protoxide de cuivre.	86	45
Per oxide de fer. .	4	20
Grès et argile. . .	5	30
Eau.	4	5
	99	100

Voici la composition de la mine bleue :

	Riche du cassage et du lavage.	Riche du criblage.	Pauvre du cassage.	Pauvre du criblage.
Deutoxide de cuivre. .	45	42	30	25
Oxide de fer.	1	4	2	5
Grès et argile. . . .	30	30	52	55
Acide carbon. et eau. .	23	22	15	14
	99	98	99	99

Ces minerais sont fondus, sans préparation, dans un fourneau à manche, chauffé par du coke. Comme on devait s'y attendre, le soufre contenu dans le coke s'unit au cuivre, de telle sorte que l'on retire un métal chargé de soufre d'un minerai qui n'en renferme pas la

moindre trace. Pour éviter la conversion du cuivre en silicate d'une difficile réduction, on ajoute de la chaux qui sert à la fois, à scorifier la silice et à prévenir la production du silicate de cuivre.

2547. Le fourneau à manche (pl. 49 fig. 6) se compose d'un massif en maçonnerie consolidé par des traverses en fer et d'une chemise en gneiss qui se renouvelle à chaque campagne. La forme intérieure du fourneau varie dans le cours de la campagne. Quand la chemise est neuve, elle présente un parallélipipède rectangle de $1^m,80$ de hauteur, $1^m,60$ de largeur et $1^m,00$ de profondeur, mais au bout de quelques jours de travail, il se forme par suite de l'érosion des parois, un ventre dont la capacité s'accroît progressivement et dont la section principale horizontale est placée un peu au dessus de la tuyère et se laisse représenter à peu près par une ellipse.

Les deux faces latérales et celle du fond vont de la sole au gueulard, s'inclinent ensuite jusqu'à la rencontre du massif et vont se réunir à la cheminée. La face d'avant, qui est en briques réfractaires, se termine en bas, à la hauteur de la tuyère et en haut, à celle du gueulard. Il y a donc, au dessus du gueulard, une trémie ouverte en avant, qui est commode pour la charge. Cette trémie est surmontée d'une cheminée.

On remarque, en avant du fourneau, une plate-forme inclinée, construite en argile fortement damée. Un bassin creusé dans cette plate-forme va se raccorder avec la sole et les parois de la chemise et forme un véritable bassin d'avant-foyer. Ses parois sont en brasque ordinaire. Au fond de ce bassin, se trouve un trou de coulée, duquel part le canal de coulée, qui va se rendre dans le bassin de réception.

Le vent est fourni par deux soufflets.

Les diverses sortes de minerais sont mélangées, de manière à obtenir une richesse moyenne, à peu près constante, de 27 centièmes. On ajoute au minerai un cinquième de son poids de chaux vive. Enfin, on ajoute encore des scories en quantité très-variable, mais environ la moitié du poids du minerai.

Le mélange est chargé alternativement avec [illegible] coke. Chaque charge se compose de 90 kilog. de mélange et 70 kilog. de coke. On fait une charge par heure, quand le fourneau est en bon train.

A mesure que le métal et les scories fondent, ils se rassemblent dans le bassin d'avant foyer, d'où l'on enlève les scories, à mesure qu'elles se solidifient en gâteaux. Au bout de douze heures, le bassin se trouve rempli de métal et l'on procède à la coulée, comme à l'ordinaire. Le métal arrive dans le bassin de réception et ne tarde pas à se recouvrir de scories qu'il a entraînées et qui viennent flotter à sa surface. On refroidit celles-ci par l'aspersion d'un peu d'eau et on les enlève. On arrose ensuite la surface du bain métallique, de manière à solidifier une couche peu épaisse que l'on soulève avec des ringards

et qu'on tire doucement hors du bain. En continuant cette opération, tout le métal se trouve converti en disques d'une épaisseur de 2 ou 3 centimètres.

Chaque coulée rend 350 kilog. de métal ou bien 700 kilog. par jour, quand le fourneau est en bon train.

On est obligé de refaire chaque semaine le bassin d'avant foyer.

2348. Les produits de cette opération, sont : les scories ordinaires, les scories du bassin de réception, le cuivre noir, les cadmies qui se déposent dans la cheminée.

Les scories se partagent en trois variétés : les scories bleues, les scories noires et les scories rouges. Voici leur composition :

	Scories bleues.	Noires.	Rouges.
Silice.	55,0	56,0	58,6
Alumine. . . .	7,0	9,0	5,0
Chaux.	24,6	27,0	16,0
Prot. de fer. . .	11,9	7,0	12,6
Deut. de cuivre. .	0,5	0,7	0,0
Prot. de cuivre. .	0,0	0,0	6,6
	99,0	99,7	98,8

Les scories bleues étant les plus pauvres en cuivre, il faut les considérer comme celles qu'il convient de produire. Les scories noires et surtout les scories rouges, indiquent par leur apparition, des dérangements dans l'allure du fourneau. Les scories noires se forment sous l'influence d'un excès de chaux. L'oxide de fer devient libre et l'on voit apparaître quelques grumeaux de fer qui embarrassent le fourneau. C'est surtout là l'inconvénient qui rend la production des scories noires pernicieuses, car du reste elles se forment dans des circonstances qui tendent à garantir de la scorification du cuivre.

Les scories rouges renferment du silicate de protoxide de cuivre en quantité plus ou moins considérable. Ces scories doivent être soigneusement évitées. Elles se forment évidemment, quand la charge manque de chaux. Mais ce n'est pas là, la seule cause qui puisse les produire; elles peuvent aussi prendre naissance, quand la température du fourneau est trop élevée.

En définitive, on doit concevoir que la charge étant bien dosée, il se produit d'abord et toujours des scories rouges. Mais, à mesure que le charbon réagit sur elles le cuivre leur est enlevé, et elles se convertissent en scories bleues. Celles-ci se transforment à leur tour, en scories noires, si la charge est trop riche en chaux. La formation des scories rouges qui a toujours lieu, dès les premiers instants de la fusion, explique pourquoi ces scories arrivent dans le creuset, quand la température est trop élevée; elles coulent trop vite, pour que la réduction du cuivre puisse s'opérer. Par la même raison, on conçoit aussi pourquoi les minerais trop riches sont difficiles à traiter dans ce fourneau et produisent une grande quantité de scories rouges; les scories arrivent encore dans le creuset, avant leur réduction complète. Un dosage exact et une

température bien réglée maintiennent le bon état des scories. Du reste, s'il survient quelque dérangement à cet égard, on le corrige soit en modifiant les charges, soit en diminuant le vent.

2549. Nous avons dit que le cuivre rassemblé dans le bassin de réception, s'y recouvre d'une scorie que l'on enlève d'abord. Celle-ci contient :

Silice.	30,5
Protoxide de fer. . .	55,5
Soufre.	2,3
Fer.	1,8
Cuivre.	4,4
Sable.	0,5
	95,0

Cette scorie diffère tant des précédentes, par l'absence de la chaux, qu'il y a tout lieu de croire qu'elle résulte de l'action de l'air sur le métal et de celle de l'oxide de fer qui en provient, sur le quarz de la brasque du creuset. Elle prend donc naissance, pendant le séjour du métal dans le bassin de réception.

2550. Enfin le cuivre noir, qui résulte de cette opération, varie beaucoup dans sa composition. Quand les scories sont noires, le cuivre noir est plus chargé de fer et peut contenir alors 7 ou 8 centièmes de ce métal. Dans une même coulée, on observe encore des différences; le cuivre étant plus dense que les métaux qui l'accompagnent, se rassemble au fond du bassin de réception en plus forte proportion, de sorte que les derniers pains sont plus riches que les premiers.

Voici la composition d'un cuivre noir formé en même temps que des scories bleues. On a pris la moyenne des disques de plusieurs couches moyennes.

Cuivre.	89,3
Fer.	6,5
Protoxide de fer. .	2,4
Silice.	1,3
Soufre.	0,34
	99,84

Enfin, les cadmies qui se déposent sur les parois des cheminées sont formées d'oxide de cuivre, d'oxide de zinc, de soufre et de sable entraîné. Elles contiennent 60 pour 100 de cuivre. On récolte ces cadmies et on les refond comme minerai.

M. Margerin à qui l'on doit cette description et ces analyses, observe avec raison que ce genre de minerai serait susceptible, avec les plus grands avantages, d'un traitement au four à réverbère chauffé par la houille. Le minerai serait facilement réduit par l'addition d'un peu de poussier de charbon de bois. On ajouterait de la chaux, un peu de scories pendant la fusion même, et l'on obtiendrait facilement un cuivre exempt de soufre et presque entièrement privé de fer.

2551. Le deutoxide de cuivre serait susceptible d'un traitement analogue, si on le rencontrait isolé, mais jusqu'à présent, il ne s'est jamais présenté sous cette forme.

On a traité à Chessy, pendant quelques années, sous le nom de *mine noire*, un minerai dont M. Thibaud et M. Berthier ont fait connaître la composition. Il était formé de

	Minerai riche.			Minerai moyen.
Deutoxide de cuivre.	12,00	14,0		12,67
Cuivre pyriteux.	56,35	46,1		20,15
Pyrite de fer.	25,01	36,5		8,94
Sulfate de barite.	2.60	0,0		28,80
Per-oxide de fer.	0,0	3,0		9,22
Perte.	4,04	0,6	Chaux.	0,20
	100,00	100,0	Silice.	9,60
			Alum.	1,60
			Eau et ac. carb.	4,00
			Perte.	4 82
				10,000

On fondait ce minerai, sans aucune préparation, au fourneau à manche, en y ajoutant seulement demi-partie de scories résultant de la fusion précédente, et demi-partie de scories produites par la fusion du minerai carbonaté. Ces dernières, riches en chaux et en alumine, rendaient la fusion plus facile et plus régulière.

On obtenait ainsi des mattes qui étaient grillées quatre à cinq fois, et traitées comme celles qui proviennent de la pyrite cuivreuse. Il faut concevoir en effet, que durant la fonte, le sulfure de fer et l'oxide de cuivre se décomposaient, en donnant naissance à de l'oxide de fer qui se combinait à la silice des scories et à du sulfure de cuivre qui passait dans les mattes. On trouverait peut-être du profit à sulfurer le cuivre avant la fonte, par un coup de feu capable de transformer la pyrite de fer en proto-sulfure; le soufre devenu libre donnerait, en agissant sur l'oxide de cuivre, du gaz sulfureux et du sulfure de cuivre, qui ne serait plus attaquable par la silice.

Voici l'analyse des scories résultant de la fusion de la mine noire de Chessy.

	Thib.	*Berth.*	*Thib.*
Silice.	54.8	53.6	54,6
Barite.	22.4	19,4	20,3
Chaux.	2,6	11,0	6,2
Magnésie.	2,9	3.4	0,0
Prot. de fer.	16,4	3,2	18,9
Prot. de cuivre.	1.2	0,2	Trace
Alumine.	0.0	8,4	Trace
	100,3	99,2	100,0

En comparant l'analyse du minerai et celle des scories, on voit que le sulfate de baryte, décomposé par le charbon, a produit du

sulfure de barium, qui, en réagissant sur l'oxide de fer, l'a transformé en sous-sulfure; la baryte régénérée aux dépens de l'oxigène de cet oxide se combine avec la silice. Le per oxide de cuivre est évidemment décomposé par le soufre en excès des pyrites, et donne du sulfure, tandis que son oxigène se combine au charbon. Tout le problème se réduit donc, à fournir à la fonte une quantité convenable de bases puissantes, pour exclure des silicates le protoxide de cuivre. La présence du sulfate de baryte, qui joue ce rôle en partie, a l'inconvénient d'augmenter la proportion de sous-sulfure de fer dans les mattes; mais ce résultat paraît difficile à éviter.

RÔTISSAGE DU CUIVRE NOIR.

2552. Cette opération s'exécute dans les usines anglaises; elle ne paraît pas avoir été mise en usage dans les autres.

Le rôtissage est une opération très-simple, puisqu'elle consiste à chauffer la matte ou le cuivre noir à une chaleur rouge, sans les fondre, et à les maintenir longtemps à cette température, en les exposant à l'action d'un courant d'air. Quand on présume que l'effet qu'on cherche à obtenir est produit, on élève la température, et on fait entrer la matière en fusion. Le cuivre qui fond se trouve débarrassé d'une partie du soufre et du fer qu'il renfermait.

Il faut considérer le rôtissage comme une véritable cémentation. La couche superficielle des saumons de cuivre noir étant exposée à l'action de l'air, se couvre d'une couche d'oxide de fer et d'oxide de cuivre, tandis que le soufre se convertit en acide sulfureux. Cette couche d'oxides cède peu à peu, par voie de cémentation, son oxigène au soufre et au fer qui sont contenus dans les couches intérieures, et les convertit en gaz sulfureux et oxide de fer. L'air arrivant sans cesse, reproduit la croûte superficielle d'oxides, et l'opération se continue sans interruption, tant qu'on fournit de l'air au fourneau.

Ces effets de cémentation se manifestent avec évidence par les boursouflures que présente le métal, et qui proviennent évidemment du gaz sulfureux, qui a pris naissance dans le sein de la matte. De là, cette texture poreuse et surtout ces ampoules qui font donner au cuivre, qui a subi l'opération du rôtissage, le nom de *cuivre ampoulé*.

On ne voit pas bien quel avantage peut avoir l'opération du rôtissage sur l'opération habituelle du raffinage, qui consiste à chauffer le cuivre en fusion, au contact de l'air. Sauf l'état de fusion, les effets chimiques sont les mêmes. Dans le rôtissage, les matières peuvent être divisées, et offrent ainsi plus de surface à l'air. Dans le raffinage, le cuivre est fondu, et par conséquent la surface se renouvelle sans cesse.

Il y a des usines, en Angleterre, où l'on commence les rôtissages sur de véritables mattes que l'on amène par ce moyen répété plusieurs fois, à l'état de cuivre noir propre à être raffiné.

La matte employée contient 60 p. 100 de cuivre.

Le premier rôtissage	la porte	à 70	*id.*
Le deuxième	*id.*	à 75 ou 80	*id.*
Le troisième	*id.*	à 85	*id.*
Le quatrième	*id.*	à 90	*id.*

On prétend que cette méthode est plus longue et plus coûteuse, mais qu'elle donne un cuivre plus pur.

Ordinairement, on se contente d'un seul rôtissage, mais alors on l'effectue sur un produit qui contient 70 à 80 pour 100 de cuivre.

2555. Les fourneaux employés dans cette opération, sont en général analogues à ceux de grillage ; mais dans l'usine de MM. Vivian, les fourneaux présentent cette construction particulière, qui a pour but d'introduire un courant d'air continu sur le métal, de manière à faciliter son oxidation.

L'admission de l'air a lieu par le canal pratiqué au milieu du pont de la chauffe (fig. 6, *aa'*), dans le sens de sa longueur ; il communique avec l'air extérieur par les deux extrémités *a* et *a'* ; des trous carrés *b*, pratiqués à angle droit avec ce canal, introduisent l'air dans le fourneau.

Cette construction très-simple, produit un effet puissant dans l'opération du rôtissage. Non-seulement, elle favorise l'oxidation des métaux, mais elle a aussi l'avantage de brûler la fumée et le soufre provenant de la houille. En tenant le pont froid, elle donne au fourneau une température plus uniforme.

La durée du rôtissage varie de douze à vingt-quatre heures, suivant le degré de pureté du cuivre brut. La température doit être graduée, afin que l'oxidation ait le temps de s'effectuer, et que les réactions lentes de la cémentation que l'on veut produire puissent avoir lieu. La fusion du métal termine l'opération.

La charge varie de 1269 à 1522 kilog. Le métal obtenu est coulé dans des moules de sable. Il est couvert d'ampoules noires, comme l'acier de cémentation ; ce qui lui a fait donner le nom de *cuivre ampoulé*. Dans l'intérieur de ces saumons, le cuivre présente une texture poreuse occasionnée par l'ébullition que produisent les gaz qui s'échappent pendant le moulage.

Le cuivre étant alors presque entièrement purgé du soufre, du fer et des autres substances, avec lesquelles il était combiné, est propre à être raffiné. Il se trouve véritablement ramené alors, à l'état de ce que l'on appelle cuivre noir, dans les usines du continent. Les matières que les Anglais soumettent à l'opération du rôtissage seraient plutôt considérées comme de véritables mattes, dans les autres usines.

Cette opération donne quelques scories ; elles sont très-lourdes, et contiennent une grande quantité d'oxide de cuivre, et souvent même du cuivre métallique. Elles sont refondues.

RAFFINAGE DU CUIVRE NOIR.

2535. Le cuivre noir obtenu par les opérations précédentes, soit qu'il ait été soumis au rôtissage, soit qu'on l'ait amené directement à un état suffisant de pureté, ne devrait exiger que des traitements simples, pour arriver à l'état de cuivre marchand. En effet, il ne renferme plus qu'une petite quantité de soufre et de fer, et quelquefois des traces de plomb ou d'antimoine. Le soufre peut être converti en acide sulfureux, par un grillage menagé; le fer, le plomb et l'antimoine peuvent être oxidés et scorifiés, à l'aide d'un peu de quarz ou de scories quarzeuses. Ce travail qui rentre dans les idées générales par lesquelles tout le traitement métallurgique du cuivre s'explique, n'offrirait rien de particulier.

Mais il semble que tout a été réuni pour faire du traitement du cuivre, le travail le plus compliqué possible. Il ne s'agit pas seulement d'obtenir du cuivre pur; il faut encore, dans certains cas, obtenir du cuivre imprégné de protoxide de cuivre, qui exalte sa couleur. La présence de ce protoxide de cuivre est une garantie de pureté, qui fait rechercher cette variété de cuivre. On lui donne une forme particulière, et on la connaît sous le nom de cuivre *rosette*.

Outre cette modification arbitraire du raffinage, cette opération présente des accidents remarquables, qui demandent un examen attentif.

Pour atteindre plus sûrement les dernières traces de fer et de soufre, on est obligé de dépasser le raffinage, c'est-à-dire que l'on arrive à oxider une partie du cuivre lui-même. Le protoxide qui se forme se dissout dans le métal et lui donne de l'aigreur. Pour lui faire reprendre sa malléabilité, on le met alors en contact avec du charbon ou du bois, et l'on réduit ainsi le protoxide de cuivre. Le métal devient pur et malléable, pourvu que le contact du charbon ne soit pas trop prolongé. Dans le cas contraire, le cuivre redevient aigre, probablement en se combinant à quelques traces de charbon. Il est alors nécessaire de faire intervenir l'action de l'air. Ces manutentions délicates se font avec plus ou moins de mystère, dans chaque usine, et avec des variantes qui ne changent pas le fond du procédé.

Dans l'opération du raffinage, le soufre se trouve presque entièrement converti en gaz sulfureux; les métaux passent dans les scories. On prendra une idée de la nature de ces dernières en jetant un coup d'œil sur les analyses suivantes de M. Berthier, qui a soumis à l'examen, les scories d'un grand nombre de raffineries de cuivre.

	Scorie venant de Siberie.	Scorie d'Imphi; Cuivre du Pérou.
Silice.	25.4	35.0
Protoxide de plomb. .	48,2	0.0
Protoxide de cuivre. .	16,0	3.0
Protoxide de fer. . .	3,8	52.2
Protoxide de mangan. .	1,7	0.8
Alumine.	2,2	4,4
	97,3	95,4

Dans les analyses suivantes, on n'a dosé que les métaux les plus réductibles. Ils sont rapportés à 100 parties de scories.

	Scorie d'Imphi; Cuivre de Russie.	Scorie de Liége. Cuivre de Norvége.	Scorie de Fromelane.
Cuivre. . .	54,5	10,5	20,4
Plomb. . .	1,2	8,0	35,8
Antimoine. .	0,4	8,0	0,0
	55,9	26,5	56,2

D'où l'on voit, que dans le raffinage les métaux qui souillent le cuivre sont oxidés et convertis en silicates.

Nous allons décrire maintenant le raffinage pour cuivre en lingots, et nous décrirons ensuite cette opération pour le cuivre en rosettes.

2556. *Raffinage du cuivre ordinaire.* Comme exemple de ce raffinage, et pour compléter l'histoire du traitement des minerais de cuivre, en Angleterre, nous allons décrire le raffinage qui s'exécute dans les usines de Swansea. Cette opération s'y fait au moyen de fourneaux à réverbère.

Dans ces fourneaux, l'inclinaison de la sole a lieu vers la porte du devant, d'où on puise le métal fondu avec des poches. La sole est faite en sable ; la voûte du fourneau de raffinage doit être plus élevée que celle du fourneau de fusion; sa hauteur varie entre 0m,80 et 1m. Si la voûte était trop surbaissée, il pourrait se former à la surface du métal une couche d'oxide qui nuirait à la qualité du cuivre. D'ailleurs, lorsqu'on coulerait le métal, sa surface se figerait et se crevasserait ; le cuivre fondu, soulevé par le gaz, se répandrait à la partie supérieure; cet accident fait dire que le cuivre monte. Comme le cuivre est alors difficile à laminer, on est obligé de lui faire subir un nouveau raffinage en y ajoutant du plomb : c'est à peu près le seul cas où l'addition de plomb soit utile.

La porte de côté est très-large; elle se ferme au moyen d'un contrepoids. Cette porte étant presque toujours ouverte pendant le raffinage, la chaleur est plus forte sur le devant du fourneau.

2557. Quand on veut procéder au raffinage, on charge les saumons de cuivre noir sur la sole du fourneau, par la porte de côté. On commence le travail, en donnant une chaleur modérée, pour achever le rôtissage ou l'oxidation, dans le cas où cette opération n'aurait pas été poussée assez loin. On augmente le feu, peu à peu, de façon qu'au bout de six heures, le cuivre commence à couler. Lorsque tout le métal est fondu, et que la chaleur est assez forte, l'ouvrier soulève la porte de devant, et retire avec un râble le peu de scories qui recouvrent le bain de cuivre. Elles sont rouges, lamelleuses, très-pesantes, et renferment beaucoup de protoxide de cuivre.

Le raffineur prend alors un essai avec une petite cuiller, et le casse dans un étau pour voir l'état du cuivre. D'après l'apparence de l'essai, l'aspect du bain et l'état du feu, il juge de l'intensité de l'oxidation,

et de la quantité de perches de bois ou de charbon de bois qu'on doit ajouter pour rendre le cuivre malléable, en le débarrassant du protoxide de cuivre, dont il s'est imprégné.

Le cuivre est à ce moment sec et cassant; il est d'un rouge foncé, s'approchant du pourpre; son grain est assez gros, peu serré, un peu cristallin.

On recouvre la surface du bain métallique avec du charbon de bois, et on le remue avec une perche de bouleau. Les gaz qui s'échappent du bois occasionnent une vive effervescence. On ajoute, de temps en temps, du charbon de bois, de façon que la surface du métal en soit toujours recouverte, et on remue continuellement avec les perches, jusqu'à ce que la réduction du protoxide de cuivre soit terminée; on s'en assure par l'examen des essais successifs que l'on prend. Le grain du cuivre devient de plus en plus fin, et sa couleur s'éclaircit graduellement. Lorsque le grain est extrêmement fin, que les essais coupés à moitié et cassés présentent une cassure soyeuse, et que le cuivre est d'un beau rouge clair, on regarde l'opération comme terminée. On s'assure encore de la pureté du cuivre, en essayant sa malléabilité sur un petit lingot que l'on coule à cet effet de temps en temps. Lorsque le cuivre est solidifié, mais encore rouge, on le forge. S'il est doux sous le marteau, s'il ne se déchire pas sur les bords. l'affinage est regardé comme parfait et on procède au moulage. On puise alors le cuivre dans le fourneau, au moyen de grandes cuillers de fer enduites d'argile, et on le verse dans des moules ou lingotières.

La durée totale du raffinage est de vingt heures. Dans les six premières, le métal s'échauffe et éprouve une espèce de rôtissage; au bout de ce temps, il fond. Il reste quatre heures avant d'atteindre le point où l'on commence la réduction du protoxide, c'est-à-dire le brassage à la perche; cette dernière partie de l'opération dure environ quatre heures. Enfin il faut six heures pour mouler le métal et laisser refroidir le fourneau.

La charge du cuivre, dans le fourneau de raffinage, varie de 3000 à 5000 kilog.

Lorsque le cuivre présente des difficultés au raffinage, on y ajoute quelques livres de plomb. Ce métal, par la facilité avec laquelle il se scorifie, aide l'oxidation du fer et des autres métaux qui peuvent rester dans le cuivre. Le plomb doit être ajouté immédiatement après que l'on a débarrassé le bain des premières scories. On doit brasser ensuite continuellement le cuivre, pour exposer la plus grande surface possible à l'air, afin de produire l'entière oxidation du plomb, car la plus petite quantité de ce métal allié au cuivre l'empêche de se découvrir, quand on le lamine; c'est-à-dire, que l'écaille d'oxide ne se détache pas nettement de la surface des feuilles.

2358. Le raffinage du cuivre est une opération délicate, qui exige

de la part des ouvriers un grand soin et beaucoup d'attention, pour maintenir le métal dans son état de ductilité. Quand la réduction du protoxide de cuivre est terminée, il faut encore une grande attention pour maintenir le cuivre en bon état. La surface du bain doit être entièrement couverte de charbon de bois ; sans cette précaution, il se produirait une nouvelle quantité de protoxide, pendant le temps assez long qu'exige le moulage ; lorsque cet accident arrive, on doit remuer de nouveau le métal avec la perche de bois.

Un usage trop prolongé de la perche de bois donne naissance à un autre accident très-remarquable. Le cuivre devient plus fragile qu'il ne l'était, pendant qu'il était imprégné de protoxide de cuivre. Sa couleur est alors d'un rouge-jaunâtre très-brillant, et sa cassure est fibreuse. Lorsque cette circonstance se présente, ce que les ouvriers appellent *outre-passer l'affinage*, l'affineur enlève le charbon de bois qui couvre la surface du métal et il ouvre la porte de côté pour exposer le cuivre à l'action de l'air ; celui-ci reprend bientôt son état de malléabilité.

M. John Vivian explique d'une manière satisfaisante tous ces phénomènes. Au commencement du raffinage, il faut chauffer le cuivre au contact de l'air, pour oxider le soufre, le fer, le plomb, etc. Pour plus de certitude, on est même obligé de forcer cet effet et d'oxider une partie du cuivre lui-même. On doit alors considérer le bain métallique, comme du cuivre pur combiné avec une petite portion d'oxigène, ou plutôt comme du cuivre souillé d'une certaine quantité de protoxide disséminée dans la masse. Cette portion d'oxigène est chassée par l'action désoxidante du bois et du charbon, qui rend alors le métal malléable. Lorsque l'affinage est *outre-passé*, il paraît que le cuivre est combiné avec une petite portion de charbon. Ainsi, de même que le fer, le cuivre serait cassant lorsqu'il serait combiné avec l'oxigène ou le charbon, et il ne deviendrait malléable, que lorsqu'il serait entièrement purgé de ces deux substances.

On observe que le cuivre chargé d'oxide exerce une action très-forte sur le fer. Les outils employés à remuer le métal liquide deviennent très-luisants, comme ceux dont on se sert dans une forge de maréchal. Le fer de ces outils se consomme plus rapidement que lorsque le cuivre est devenu malléable. On croit remarquer aussi que le cuivre dans cet état met plus de temps à se solidifier, que lorsqu'il est pur.

Quand le point de l'affinage a été dépassé, c'est-à-dire quand le métal, par le contact prolongé du charbon, a pu se combiner avec lui, on observe que la surface du cuivre s'oxide plus difficilement, et qu'elle est plus brillante que de coutume. Elle réfléchit vivement les briques de la voûte du fourneau.

Ces faits sont d'accord avec les conjectures de M. John Vivian, mais ce sont des phénomènes délicats sur lesquels des expériences soignées peuvent seules jeter quelque lumière.

2559. Le cuivre, suivant les usages auxquels on le destine, est versé dans le commerce sous plusieurs formes. Celui qui doit être employé à la fabrication du laiton est granulé; sous cet état, il présente plus de surface à l'action du zinc ou de la calamine, et s'y combine plus facilement. Pour opérer cette granulation, on verse le métal dans une grande cuiller percée de trous, et placée au dessus d'une cuve remplie d'eau. L'eau doit être chaude ou froide, suivant la forme qu'on veut donner aux grains. Lorsque l'eau est chaude, on obtient des grains arrondis, analogues au plomb de chasse. Le cuivre, à cet état, s'appelle *cuivre en grains* ou *dragées*. Quand le cuivre tombe dans l'eau froide continuellement renouvelée, les grains sont irréguliers, minces et ramifiés, c'est le *cuivre en plumes*. Le cuivre en grains est celui qu'on emploie pour la fabrication du laiton.

On met aussi, dans les usines anglaises, le cuivre en petits lingots, du poids d'environ six onces; ils sont destinés à être portés aux Indes Orientales: ils sont connus dans le commerce sous le nom de *cuivre du Japon*. Aussitôt que ces petits lingots sont solidifiés, on les jette encore rouges dans l'eau froide. Cette immersion arrête l'oxidation que l'air commençait à produire. Le passage rapide du cuivre chaud dans l'air, oxide donc légèrement la surface du lingot, et lui donne une couleur d'un beau rouge.

2560. *Raffinage du cuivre pour rosette.* Ainsi qu'on l'a fait observer plus haut, le raffinage du cuivre présente des particularités essentielles, quand on veut obtenir du cuivre rosette. Les détails que nous avons déjà donnés sur l'exploitation de Chessy, vont trouver ici leur complément naturel, puisque, dans cette usine, on est dans l'usage de livrer le cuivre raffiné sous cette forme, au commerce.

Le cuivre noir, produit des fourneaux à manche, y est soumis au raffinage, dans un fourneau à réverbère.

Le bassin servant à contenir le cuivre est formé avec une brasque composée de 2 parties $\frac{1}{2}$ d'argile pilée et criblée, et de 2 parties de charbon réduit en poudre. Sur 4 parties de cette composition, on ajoute 1 partie de sable criblé. Cette brasque étant humectée et battue de manière qu'elle puisse se peloter dans la main, sans y adhérer, le maître raffineur entre dans le fourneau par l'ouverture C; un aide lui donne la brasque; il en arrange suffisamment sur le sol du grand bassin pour former une couche et il sort du fourneau. Les deux aides y entrent, et battent la brasque avec des palettes de bois, comme on le pratique à tous les fourneaux. Le maître raffineur fait alors, avec un ciseau de fer, des raies en tous sens, dans cette première couche et jette un peu d'eau sur toute sa surface, afin que la couche supérieure puisse mieux s'y lier. Il prend ensuite de nouvelle brasque, qu'il arrange comme la précédente et qu'on bat de la même manière. On en use de même pour mettre la dernière couche, en observant, à chacune, de laisser le milieu du bassin plus profond que les bords,

avec une pente vers les petits murs H du plan supérieur, et une autre pente de 3 lignes environ, depuis le fond du grand bassin. On apporte ensuite des marteaux larges, arrondis et polis, que l'on a fait chauffer auparavant, et avec lesquels on bat encore toute la surface pour la rendre parfaitement unie. Ce battage n'a lieu qu'à la fin, parce que si on l'opérait sur les couches inférieures, elles se lieraient mal aux suivantes.

Le grand bassin étant formé, on met une brique devant chacun des petits murs H, pour retenir le cuivre; on la lute avec de l'argile, dont on remplit le reste de l'ouverture à chaque mur. On prépare ensuite les bassins de percée avec une brasque composée de parties égales d'argile et de poussier de charbon. Après qu'elle a été bien battue, on creuse les bassins en cônes renversés, de façon qu'ils puissent contenir chacun environ 25 quintaux de cuivre. Ils ont 3 pieds ½ de diamètre intérieur, sur 16 pouces de profondeur. Enfin, on met une pelote de terre devant la tuyère, pour diriger le vent des soufflets dans le haut du fourneau, afin que la chaleur se distribue également, jusqu'à ce que le cuivre soit entièrement fondu.

On couvre ensuite toute la surface du grand bassin d'un lit de paille, d'environ trois ou quatre doigts d'épaisseur, pour empêcher que le cuivre n'y fasse des trous; on arrange sur ce lit 50 quintaux de cuivre noir que l'on indroduit par l'ouverture C. On met les pièces de cuivre les unes sur les autres, mais en laissant suffisamment de vide entre elles, pour que la flamme puisse y pénétrer. On laisse aussi un vide d'un pied et demi entre la tuyère et le cuivre; on a soin de mettre quelques pièces de cuivre sur le canal de la percée, qui est près de la petite cheminée, afin de diminuer l'ouverture pour la sortie de la flamme. Lorsque le cuivre est fondu, ce canal est plein de cuivre, ce qui rétrécit également cette ouverture.

2561. Les 50 quintaux de cuivre noir étant arrangés dans le fourneau, on ferme toutes les ouvertures avec de grandes briques faites avec de l'argile ordinaire, de la paille hachée et de la bourre de veau; on les lute bien tout autour. On met du bois dans la chauffe, en dirigeant le feu, de façon que le cuivre mette cinq à six heures à parvenir au rouge; cette lenteur est nécessaire, pour faire évaporer l'humidité des trois couches de brasque et des luts. Mais on n'est pas souvent dans le cas de l'observer, car on peut raffiner au moins 200 milliers de cuivre sans toucher à la couche du fond. La seconde ne dure guère que pendant 10 à 12 raffinages. Quant à la supérieure, elle ne résiste qu'à deux ou trois opérations, et il est toujours plus sûr de la renouveler à chaque fonte. Quand on n'a pas touché à la brasque, ou que l'on a seulement remplacé la couche supérieure, on force le feu dès le commencement, le bassin ayant le temps de sécher avant que le cuivre soit fondu; dans ce cas, il ne faut que deux heures au cuivre pour être parfaitement rouge. C'est alors que l'on

fait agir les soufflets, le cuivre devient d'abord pâteux, il coule ensuite peu à peu, jusqu'à ce qu'il soit entièrement fondu; on le reconnaît par un petit trou pratiqué dans le milieu de la brique qui bouche l'ouverture par laquelle on décrasse.

A partir du moment où l'on a fait agir les soufflets, jusqu'à la parfaite fusion du cuivre, il faut environ six heures, ce qui en fait huit de feu, si la sole n'est pas neuve. On a soin, pendant la fonte, de n'ouvrir aucune ouverture du fourneau, de ne toucher le cuivre en aucune manière, dans la crainte de le refroidir. Pendant ce temps, on prend de menus charbons dans le cendrier, qu'on jette dans les bassins de réception, pour les chauffer, en les renouvelant de temps à autre. Ces bassins ne se réparent à neuf qu'après 30 ou 40 raffinages. On entretient aussi un feu de charbon, à l'endroit où se fait la percée.

Un quart d'heure après avoir vu le cuivre en fusion, on commence à enlever les scories; à cet effet, on ouvre l'ouverture B, on prend dans le cendrier de la charbonaille humectée, que l'on répand sur le bain de cuivre, pour refroidir les scories qui le surnagent; on les retire ensuite au moyen d'un *rable* de fer ou de bois. On referme l'ouverture, et on la lute avec de l'argile. Cette opération est connue sous le nom de *premier décrassage*.

Les scories du premier décrassage contiennent :

	Raffin. au bois.	Id. à la houille.
Silice.	33,0	27,5
Protoxide de fer. . .	62,1	57,9
Deutoxide de cuivre. .	1,2	2,0
Alumine.	2,0	1,3
Soufre.	0,6	4,2
Fer.	0,0	6,8
	98,9	99,7

2562. C'est alors que le raffinage commence. On fait sauter, à cet effet, la pelotte d'argile qui détournait le vent de la tuyère, et celui-ci frappant sur le bain de cuivre, détermine son oxidation, par le contact immédiat de l'air. Depuis cet instant, le raffineur doit visiter souvent la tuyère, pour en ôter, avec une baguette de bois ou de fer, les morceaux de cuivre qui s'y attachent quelquefois.

Pendant que l'air agit ainsi sur la surface du bain métallique, il se forme encore des scories. Celles-ci se produisent lentement, et on les enlève à mesure qu'elles se forment, afin que le bain reste toujours découvert et puisse recevoir l'action immédiate de l'air. Cette opération connue sous le nom de second décrassage dure quatre ou cinq heures.

Comme le second décrassage est de longue durée, les scories varient de composition, ainsi qu'on pouvait s'y attendre. Voici leur analyse :

Premières scories.

	Raffin. au bois.	Id. à la houille.
Silice.	13,0	15,0
Protoxide de fer. . . .	76,9	75.0
Deutoxide de cuivre. . .	5,0	3,5
Soufre.	0,6	2,5
Alumine.	—	0,2
Fer.	0.0	4,2
	95,5	98,4

Deuxièmes scories.

Silice.	22.0	26,2
Protoxide de fer. . . .	68,4	66,0
Oxide de cuivre. . . .	9,0	4.0
Soufre.	—	1,5
Fer.	0.0	2.2
	99,4	99.7

2565. Au bout de ce temps, la formation des scories cesse, et en effet, l'analyse prouve qu'à cette époque, le cuivre ne contient plus de fer et ne renferme plus que des traces de soufre. Celui-ci se convertit alors en gaz sulfureux, qui se dégage, çà et là, en grosses bulles, à la surface du bain. Ces bulles d'abord rares, puis fréquentes, produisent enfin, dans la masse, une ébullition rapide et tumultueuse, qui dure environ une heure, et qui s'arrête enfin, quoique la température n'ait pas varié. Quand le cuivre éprouve cette agitation, on dit qu'il *travaille*. Le travaillement cesse, dès que le métal est purgé de soufre ou à peu près.

On prend, pendant tout ce temps, des essais, pour constater le degré de pureté auquel se trouve le cuivre. On a pour cet usage, une baguette en fer de 6 lignes de diamètre, arrondie et polie aux deux extrémités, que l'on nomme *fer d'essai*. On la passe par la tuyère, on la trempe dans le bain de cuivre, d'où on la retire promptement, pour la plonger dans l'eau; on détache le morceau de cuivre, au moyen d'un marteau.

Quoiqu'il soit difficile de donner des règles certaines, pour connaître le degré de pureté du cuivre par des caractères physiques, on peut cependant, dire en général, qu'il donne par gradation les marques suivantes.

Peu de temps après que l'on a décrassé le cuivre, l'essai se trouve assez épais, uni et pâle en dehors mêlé de taches noires, sa cassure est d'un rouge cendré. Le second essai, que l'on prend environ un quart d'heure après, devient moins épais, raboteux sur la surface extérieure; la cassure se nettoie et prend une teinte jaunâtre. Les ouvriers le nomment la *râpe*. Le cuivre de l'essai devient de plus en plus raboteux et acquiert une belle couleur; on y aperçoit intérieurement des taches couleur de laiton, et il devient plus mince. Plus

tard, il présente de petites élévations, percées de petits trous analogues aux mailles d'une toile d'emballage. On enlève alors les scories, pour la seconde et dernière fois. Le cuivre approche de la pureté, ce que l'on reconnait à sa belle couleur rouge plus intense, à la disparition successive des mailles et des taches intérieures de l'essai, qui devient de plus en plus uni au toucher. Il se forme enfin, à l'extrémité de l'essai, un ou deux petits crochets, et l'on y aperçoit des couches d'un rouge sanguin fort unies.

2564. Voici les caractères et la composition des divers essais d'après M. Margerin.

	Fer.	Soufre.	Oxig.
1. *Après le premier décrassage.* Uni; rouge pâle, tacheté de noir; cassant, rouge cendré dans la cassure; contient.	6,0	1,1	0,0
2. *Une heure après le précédent.* Inégal; rouge terne, tacheté de gris et de jaune laiton; cassant, rouge plus clair dans la cassure.	3,0	0,5	0,0
3. *Une heure après le précédent.* Raboteux; éminences percées de petits trous, rouge-violet; quelques taches; cassant, rouge plus clair dans la cassure.	1,7	0,5	0,0
4. *Une heure après le précédent.* Raboteux; éminences plus élevées, toujours percées; rouge-violet, tacheté de gris; moins cassant, rouge plus clair dans la cassure.	1,2	0,5	0,0
5. *Au commencement du travail.* Raboteux; éminences fermées en partie; rouge-violet; malléable.	—	0,4	0,5
6. *Demi-heure après le précédent.* Eminences fermées entièrement.	0,0	0,4	0,5
7. *Après le travaillement.* Mamelonné; cavités, trous autour des éminences; beau rouge foncé; malléable; rouge pur de cuivre dans la cassure. .	0,0	—	0,6
8. *Demi-heure après le précédent.* Mêmes trous et cavités; moins malléable; se déchire après s'être aplati sous le marteau.	0,0	—	0,7
9. *Au moment de la coulée : un quart d'heure après le précédent.* Mamelonné, uni, çà et là quelques cavités, trous ou piqures; beau rouge carmin, quelques taches fort unies, d'un rouge sanguin très-vif; peu malléable; se déchirant par le marteau; un ou deux petits crochets à l'extrémité; dans la cassure, rouge de cuivre pur avec une teinte carminée.	0,0	—	0.8

2565. Lorsque le cuivre présente les caractères rapportés ci-dessus l'on doit faire les percées. On arrête le vent des soufflets, on ferme,

la tuyère, et on donne issue au métal. Le cuivre coule dans chaque bassin de réception ; mais comme il arrive quelquefois, qu'une des percées est ouverte plus promptement que l'autre, on a ménagé un canal horizontal, qui fait communiquer les deux bassins, et qui sert à éviter le danger qu'il y aurait, si le cuivre se répandait sur le sol de la fonderie, dont l'humidité le ferait voler au loin. Quelquefois, on n'ôte point la charbonnaille qui a servi à les chauffer, et on ne la retire qu'avec les scories qui ont suivi le cuivre. Lorsque toute la surface du cuivre a été nettoyée, il s'y élève une espèce de fumée, qui n'est autre chose que du protoxide de cuivre, en bulles sphériques divisées à l'infini, et que l'on nomme, par cette raison, *cendrée de cuivre*. Pour en éviter la formation, on refroidit la surface du métal, en soufflant dessus, et aussitôt qu'il est figé, on y répand un peu d'eau, que l'on renouvelle jusqu'à ce que la couche solide ait assez de consistance pour être enlevée ; on fait venir à cet effet, les fondeurs et autres ouvriers qui sont à la portée, pour aider à transporter ces disques ou *rosettes*. Il faut six ouvriers à chaque bassin, pour lever et porter les pièces dans une cuve d'eau placée à côté, et dont l'eau se renouvelle constamment, afin qu'elle soit toujours froide, et que le cuivre prenne une plus belle couleur.

La charge des fourneaux est de 30 quintaux métriques de cuivre noir. On employait autrefois, pour combustible, le bois de tremble, d'aune et de peuplier ; on en consommait cinq à six meules, c'est-à-dire 320 à 384 pieds cubes par raffinage. Aujourd'hui, on se sert de houille. On en consomme 1800 kilog. par raffinage, ce qui réalise une économie considérable. L'opération dure 12 à 14 heures.

On obtient le cuivre raffiné en gâteaux ronds, que l'on divise ensuite en fragments, qu'on livre au commerce sous le nom de rosette. Ce cuivre exige une nouvelle fusion, quand on veut l'étirer en barres et en plaques.

2566. Quand on ne saisit pas le moment favorable pour la coulée, le cuivre se trouve chargé d'une trop grande quantité de protoxide, et devient pâteux, d'un rouge plus foncé. On dit qu'il est *passé* ou *trop haut* : les gâteaux de rosette se figent trop épais, et deviennent d'un transport trop difficile.

Pour corriger ce défaut, on est dans l'usage de jeter dans le bain, au moment de la coulée, trois ou quatre kilogrammes de plomb. Les gâteaux de rosette se lèvent alors d'une épaisseur convenable. Cette addition de plomb n'altère pas sensiblement la ductilité ou la malléabilité du cuivre, mais elle agit d'une manière fâcheuse sur sa ténacité. Un millième de plomb suffit pour que le cuivre ne puisse plus se tirer en fils. Le cuivre plombeux ne convient pas non plus à la fabrication du chrysocale ; il lui donne la propriété de se ternir promptement à l'air.

LAMINAGE DU CUIVRE.

Enfin, le cuivre est quelquefois réduit en feuilles, soit pour le doublage des vaisseaux, soit pour tout autre usage.

Les laminoirs employés pour ce travail, sont analogues à ceux en usage pour la fabrication de la tôle; ils varient suivant les dimensions des feuilles de cuivre que l'on se propose d'obtenir. Toutefois, leurs cylindres ont ordinairement trois pieds de long sur quinze pouces de diamètre; ils sont pleins. Le cylindre supérieur peut se rapprocher de l'inférieur, au moyen d'une vis de pression, de façon qu'on resserre les cylindres, à mesure que la feuille diminue d'épaisseur.

Les fourneaux destinés à chauffer les lingots de cuivre qui doivent être laminés et les feuilles de cuivre, sont beaucoup plus longs que larges; leur sole est horizontale, la voûte peu surbaissée; ils n'ont qu'une porte qui est placée sur le côté et qui occupe presque toute la longueur du fourneau; cette porte s'élève au moyen d'un contrepoids, de la même manière que dans les fourneaux employés à la fabrication de la tôle.

Les lingots de cuivre sont posés sur la sole d'un fourneau à réverbère, où ils s'échauffent. On les place les uns à côté des autres, et on en forme des piles, en les disposant en croix, pour que l'air chaud les entoure de tous côtés. On ferme la porte et on regarde de temps en temps, si le cuivre est arrivé à la température nécessaire au laminage, qui est celle du rouge sombre.

On passe alors le cuivre entre les cylindres; mais quoique ce métal soit très-malléable, on ne peut pas réduire le lingot en feuilles, sans le chauffer plusieurs fois, parce que le cuivre se refroidit, et qu'il acquiert d'ailleurs par la compression, une densité et une dureté, qui ne permettent pas de continuer le laminage.

Ces recuits ou ces chaudes successives s'exécutent dans le même fourneau; cependant, quand les feuilles ont de très-grandes dimensions, on emploie des fourneaux disposés différemmeut. Ils ont douze à quinze pieds de long et cinq de large; la sole n'a que trois pieds, et de chacun de ses côtés règne, dans toute sa longueur, une chauffe d'un pied de large. Ces chauffes sont séparées de la sole, par de petits ponts de deux à trois pouces d'élévation. La voûte est légèrement courbe; elle est percée de plusieurs trous, par lesquels la fumée s'échappe dans une hotte qui surmonte le fourneau. Pour que la chaleur circule entre les feuilles qu'on place dans le fourneau, on met sur la sole deux bancs de fer parallèlement aux petits côtés, et les feuilles sont séparées entre elles par des rognures.

Le cuivre, par les chaudes et les laminages successifs qu'il a subis, s'est couvert d'une couche d'oxide qui cache la couleur naturelle de sa surface et en change les propriétés. Pour enlever cet oxide, on trempe les feuilles pendant quelques jours, dans une fosse remplie

d'urine, puis on les expose sur la sole du fourneau de chaufferie. Il se forme de l'ammoniaque qui réagit sur le deutoxide de cuivre, et qui se combine d'abord à froid avec lui. Probablement que, sous l'influence de la chaleur, l'ammoniaque le décompose ensuite, et le cuivre se découvre. On frotte les feuilles avec un morceau de bois, puis on les trempe encore chaudes dans l'eau, pour faire tomber l'oxide, enfin, on les passe à froid sous les cylindres pour les redresser; elles sont alors coupées carrément, puis livrées au commerce.

Les déchets du cuivre que l'on obtient en ébarbant les feuilles, ainsi que les battitures ou oxides de cuivre qui tombent des feuilles laminées, sont reportés à la raffinerie et refondus.

COMPARAISON DES PROCÉDÉS.

2568. Pour compléter cette esquisse de la métallurgie du cuivre, il nous reste à comparer les divers procédés que nous venons de décrire.

Nous diviserons cette comparaison, comme le traitement, c'est-à-dire que nous établirons les consommations de combustible, d'une manière distincte, pour le grillage, la production du cuivre noir et le raffinage de ce dernier.

Cette division permettra d'apprécier ce qui est bien ou mal, dans chaque méthode, et pourra fournir à chacun les éléments d'un procédé mixte, approprié à la nature du minerai qu'il s'agirait de traiter. Les mines de cuivre sont si pauvres en France, que celle des environs de Lyon n'a de minerai que pour quelques années, et que celles de Baigorri dans les Pyrénées ne s'exploitent plus. Mais si la France est dépourvue de ces exploitations, elle possède diverses usines qui affinent le cuivre noir. Elle pourrait même donner plus de développement à cette industrie.

En effet, rien n'est à la fois plus facile et plus convenable, que de faire parvenir le minerai, les mattes de première fusion ou le cuivre noir, en France, pour les soumettre au traitement qui doit en extraire le cuivre pur. Les mines de cuivre sont souvent placées dans des localités peu favorables, sous le rapport du combustible ou des moyens d'exploitation; il y aurait donc un double avantage à se borner, dans ce cas, sur les lieux qui les recèlent, à des lavages ou à une simple fonte de concentration. Le minerai débarrassé de ses gangues, viendrait se faire traiter, en France, par des ouvriers exercés, et sur les localités les plus favorables, relativement au combustible. Cette méthode est déjà mise en pratique, en Angleterre, pour quelques minerais de l'Amérique du sud.

On peut donc espérer que la France, quoique dépourvue de minerais de cuivre, continuera à développer son industrie en ce qui con-

cerne ce métal, dont ses diverses usines de cuivre laminé, de bronze, de laiton, etc., tirent un parti si avantageux.

2569. Voici quelques renseignements relatifs à la question économique de la production du cuivre ; ils sont extraits des publications de MM. Thibault, Elie de Beaumont, Dufrénoy et Margerin. Nous présenterons d'abord les tableaux originaux, et nous en extrairons, ensuite, les résultats les plus saillants.

Parmi ces documents, ceux qui concernent l'usine de Chessy, sont forts complets et donnent une idée très-nette de son travail, sous le point de vue économique. Il n'en est pas tout à fait de même des informations recueillies, en Angleterre, par MM. Dufrénoy et Elie de Beaumont. Elles se bornent à quelques données générales, qu'il serait important de pouvoir préciser davantage.

N° I.

Tableau présentant le résumé des fontes exécutées sur le minerai de Sourcieux, à Sainbel, pendant trois années consécutives.

PREMIÈRE FONTE. Minerai grillé.	1822.	1823.	1824.
Jours de fonte à deux fourneaux. .	142 j.	105 j. 1/2	182 j. 1/2
Minerai de Sourcieux grillé. . .	839.540 k.	492.370 k.	492.330 k.
Minerai carbonaté pauvre de Chessy.	20.580 k.	115.335 k.	179.800 k.
Quarz.	87.600 k.	10.650 k.	12.660 k.
Coke.	332.790 k.	288.390 k.	414.670 k.
Charbon de bois.	1.500 k.	1.260 k.	2.100 k.
Matte ordinaire obtenue. . . .	93.200 k.	56.000 k.	98.000 k.
Rendement du minerai de Sourcieux, en matte.	0.111	0.013	0.133
Minerai fondu en vingt-quatre h.	6.057 k.	5.760 k.	5,028 k.
Coke employé par 100 k. de minerai.	385 k.	47.5 k.	45.0 k.
Coke employé par 100 k. de matte.	3.57 k.	514 k.	423 k.
Richesse moyenne en cuivre, des minerais pyriteux et carbonatés fondus, d'après les essais. . .	0.027 k.	0.043	0.043

N° II.

Tableau du résultat des secondes fontes de trois années consécutives.

DEUXIÈME FONTE. Matte grillée.	1822.	1823.	1824.
Jours de fonte à deux fourneaux.	32 j.	28 j.	31 j.
Matte ordinaire fondue.	98,000 k.	84.000 k.	84.000 k.
Minerai qui l'ont produite à la prem. fonte. M. de Sourcieux.	356.160	699.960	683.610
M. bl. de Chessy.	20.580	92.080	146.785
Riche matte ajoutée dans les grillag.	15.204	14.373	18.771
Miner. bleu, ou carbonaté de Chessy ajouté à la deuxième fonte.	»	»	24.705
Quarz id.	3.000	2.200	»
Cuivre de cémentation id.	2.766	2.635	2.055
Crasses de raffinage id.	0.677	34.568	40.254
Ecumages des fourn. à manc. de Chessy.	1,812	3.280	6.440
Coke employé.	77.002	80.640	92.946
Charbon de bois.	3.300	2.640	1.740
Combustible consommé dans les grillages. Fagots.	19.120	15.690	13.480
Bois blanc. au pied cube.	832 p.	576 p.	768 p.
B. de chên.	1.216	1.024	846
Souches id.	1.152	992	832
Cuivre obtenu.	24.355 k.	39.158 k.	51.407 k.
Riche matte id.	16.132	13.600	14.266
Coke employé par 100 kil. de minerai. à la prem. fonte.	38.5	47.5	45
à la deux. fonte.	9	11.5	13.5
aux deux fontes	47.5	59	58.5
Coke employé par quintal métrique de cuivre noir obtenu (1).	1.752	1.308	871
Frais de prem. et deuxi. fonte. Main-d'œuvre.	5.544f.20	4.254f.35	5.042f.80
Combustibles.	34.036 77	23.956 55	26.536 53
Mat. et obj. divers.	1.800 »	1.668 14	1.888 »
	41.380f.97	29.879f.04	33.467f.33
Frais par quintal métr. de cuivre noir.	169f. »	76f. »	65f. »

(1) 100 de houille rendent 55 à 60 coke.

N° III.

Tableau des consommations et dépenses qu'ont exigé 1000 kil. de rosette pour être raffinés d'après les procédés de Chessy.

RAFFINAGE DU CUIVRE NOIR.		1822.	1823.	1824.
Matér. empl.	Cuivre noir.	1,221 k.	1.135 k.	1.180 k.
	Charbon de bois. . .	120	120	102
	Bois de corde (p. cub).	257 p.	211 p.	186 p.
Dépense. . .	Main-d'œuvre. . . .	12 f. 90	8 f. 95	10 f. 40
	Combustible. . . .	78 40	73 15	60 25
	Frais divers, réparat. .	45 70	10 10	33 85
Total des frais de raffinage de 1000 kil.		137 f. »	92 f. 20	104 f. 50

N° IV.

Tableau des consommations et dépenses des première et deuxième fontes, et du raffinage qu'ont exigé 1000 kil. de cuivre rosette, à Sainbel, pendant trois années.

RÉSUMÉ DES CONSOMMATIONS et des frais de fonte, et de raffinage.		1822.	1823.	1824.
Combustible consommé.	Coke.	21.392 k.	14.846 k.	10.278 k.
	Charbon de bois. . .	285	196	133
	Fagots de chêne. . .	959	455	509
	Bois blanc.	299 p.	223 p.	204 p.
	Bois de chêne. . . .	61	50	20
	Souches de chêne. . .	58	29	19
Dépense. . .	Main-d'œuvre. . . .	290 f. 80	132 f. 45	126 f. 15
	Combustibles. . . .	1.784 80	768 55	669 35
	Frais divers. . . .	135 90	58 50	77 20
Dépense totale pour 1000 k. de cuivre.		2.211 50	959 50	872 70

2570. Il résulte des tableaux qui précèdent, que pour opérer le fondage du minerai grillé en tas, on consomme moyennement,

Pour 100 kil. minerai
45 kil. coke = 297,000 calories.

Ce chiffre varie peu, quelle que soit la richesse du minerai, ce qui constitue l'un des principaux avantages du traitement des minerais riches.

2571. La matte obtenue exige, pour son grillage complet,

Pour 100 kil. matte.
35 kil. bois = 89,100 calories.

La seconde fonte des mattes grillées, consomme en coke ou charbon de bois,

Pour 100 kil. matte
82 kil. coke ou charbon = 541,200 calories.

Il est évident que ces nombres varieront à peine, quelle que soit la richesse des mattes traitées.

2572. par l'ancien procédé de Chessy, la conversion du cuivre noir, en rosette, exigeait

Pour 100 kil. cuivre noir

10 kil. charbon de bois	= 75,000	calories
277 kil. bois. . . .	= 747,900	id.
Total	= 822,900	id.

Mais, ce chiffre a été modifié avantageusement, par l'emploi de la houille dans le raffinage; on consomme, alors,

Pour 100 kil. cuivre noir,

4 kil. charbon de bois	= 30,000	calories.
60 kil. houille. . .	= 560,000	id.
	590,000	id.

Ainsi restreint, ce nombre est encore bien loin de représenter d'une manière exacte, la quantité de chaleur vraiment utile au raffinage du cuivre. Il est trop élevé, et cela tient, comme on l'a vu, à la quantité de chaleur perdue pour la conversion du cuivre pur, en rosette.

2573. Sous ce rapport, les procédés en usage en Angleterre, où l'on se borne à raffiner le cuivre, sans le convertir en rosette, devraient avoir l'avantage, sans aucun doute. Voici, toutefois, comment MM. Elie de Beaumont et Dufrénoy évaluent les frais de production, de 100 kilogr. de cuivre marchand.

1250 k. minerai à 8 p. 100 de teneur en cuivre	= 138 f.
2000 k. houille.	= 20
Main-d'œuvre et frais divers. . . .	= 32
	190

2574. Mettant de côté le prix du minerai, qui doit varier avec celui du cuivre, on établit la comparaison suivante pour les dépenses

d'extraction de 100 kilogr. de cuivre marchand, relativement au combustible.

		En Angleterre.	
2000 k. houille.	=	12,000.000 calories.	
		A Chessy.	
1000 k. coke.	=	6,600.000 calories.	
405 k. bois.	=	121.500	id.
15 k. charbon de bois.	=	97,500	id.
Total.	=	6,819.000	id.
A quoi il faut ajouter		5,000,000	id. perdues
Total général.	=	11,819,000	id. pendant la conv. de la h. en coke.

Ainsi, on consommait en réalité, à Chessy, autant de combustible qu'en Angleterre, mais une grande partie, celui que perd la houille en passant à l'état de coke, ne s'appliquait pas directement à l'opération, et aurait pu s'utiliser dans les grillages ou autrement.

Si le chiffre relatif à la consommation des usines anglaises n'est point exagéré, on voit que c'est aux dépents d'une grande perte de combustible, qu'on achète la célérité des opérations. Pour une localité donnée, il y aurait donc une compensation à faire, entre les prix de main-d'œuvre, de combustible, et l'intérêt des fonds consacrés à l'extraction ou l'achat des minerais. C'est de ce calcul, que l'on pourrait conclure les méthodes les plus avantageuses, pour chaque cas particulier.

2575. Nous terminerons les renseignements relatifs à l'exploitation du cuivre, par les tableaux d'importation de ce métal en France, pendant ces dernières années. On remarquera toutefois, que le cuivre entré, sous forme de laiton, n'est pas compris dans ces chiffres, et sera donné plus loin.

	Cuivre pur		
	coulé, et en masse.	battu, laminé et en barres.	limaille et vieux cuivre brisé.
1818	1,729,426 k.	92,589 k.	55,859 k.
1819	2,111,750	19,687	365,405
1820	4.749,478	26,529	6,500
1821	4.857,428	118,552	1.758
1822	4.640,836	19,685	159,647
1823	5,741,107	29,295	5.700
1824	6,040,556	57.250	2,752
1825	5.638,714	13,615	3,735
1826	4,179,585	15,609	1,951
1827	4.511,504	7,608	1,012
1828	3,542,968	12,740	4,436
1829	5,425.580	6.067	0.131
1830	5,578,151	8.728	0,755
1831	3,078,050	7.278	0,500

Le tableau qui précède est destiné à faire connaître l'importation du cuivre rouge proprement dit. Dans le tableau suivant, on a réuni les renseignements qui concernent le cuivre allié, le laiton excepté.

	Cuivre allié d'étain ou d'argent.	doré, battu, tiré ou laminé.	argenté, battu, tiré ou laminé.
1818	125,142 k.	11,252 k.	15,782 k.
1819	44,253	12,119	14.785
1820	98,554	»	19.206
1821	154,054	12.085	22,596
1822	97,156	9,845	19,594
1823	114.662	7.619	9,000
1824	27,503	11,155	9,212
1825	215,440	14,457	7,968
1826	106.250	10,022	4.607
1827	82,519	6,965	2,679
1828	67,877	6,498	2,595
1829	500,184	7,667	1,585
1830	165,314	5,251	5,550
1831	69,455	7 ,559	4,846

On peut donc évaluer, indépendamment de la quantité de cuivre fabriquée en France, le chiffre moyen de la consommation de cuivre à 4,000,000 de kilog. environ. La quantité de cuivre fabriquée en France étant portée à 120,000 kilog., on voit qu'elle s'éleverait environ au quarantième de la consommation totale.

CHAPITRE IX.

Traitement des minerais de plomb.

1° Sur *la mine de Pezay;* par M. Lelivec, *Journ. des Mines*, T. 20, p. 419.

2° Exposé *des opérations qui s'exécutent à la fonderie de Poullaouen;* par MM. Beaunier et Legallois, *Journal des mines*, T. 16, p. 195.

3° Expériences *sur la température des fourneaux de Poullaouen;* par les mêmes. *Journ. des Mines*, T. 12, p. 272.

4° Mémoire *sur le traitement du sulfure de plomb, au fourneau à réverbère et au fourneau écossais;* par M. Puvis. *Annales des Mines*, T. 2, p. 301 et 445, 1re série.

5° Résultats *principaux de la préparation mécanique de la galène, à Pezay;* par M. Berthier. *Ann. des Mines*, 1re *série*, T. 3, p. 549.

6° Sur *le parti qu'on pourrait tirer du sulfate de plomb dans les arts;* par M. Berthier. *Ann. des Mines*, 1re *série*, T. 5, p. 555.

7° Des *mines de plomb, cuivre, etc., que renferme le sol français; Ann. des mines*, 1re série, T. 5, p. 21.

8° Sur *les mines de plomb du Harz;* par M. de Bonnard; *Ann. des Mines*, 1re série, T. 7, p. 59.

9° Sur *le minerai de plomb de Chenelette* (Rhône); par M Berthier ; *Ann. des mines*, 1re série, T. 7, p. 152.

10° Sur *la métallurgie du plomb* ; par M. Karsten. *Ann. des Mines*. 1re série, T. 11, p. 279.

11° Sur *les mines de plomb du Cumberland et du Derbyshire*; par MM. Dufrénoy et Elie de Beaumont. *Ann. des Mines*. 1re série, T. 12, p. 401.

12° Sur *le gisement, l'exploitation et la préparation mécanique des minerais de plomb, en Angleterre*; par MM. Coste et Perdonnet. *Ann. des Mines*. 2e série, T. 7, p. 3.

13° Analyse *de quelques produits des usines à plomb d'Angleterre*; par M. Berthier. *Ann. des Mines*. 2e série, T. 7, p. 73.

14° Sur *le traitement métallurgique de la galène*; par M. Berthier ; *Ann. de chim. et de phys.*, T. 45, p. 281.

15° Modification *de la théorie du traitement de la galène dans le fourneau à réverbère*; par M. Fournet; *Ann. des Mines*, 1833.

16° Notice *sur les minerais de plomb carbonatés noirs et blancs*; par M. Fournet; *Ann. des Mines*, 1833.

17° Recherches *sur les sulfures métalliques, et aperçus sur quelques résultats de leur traitement métallurgique*, par M. Fournet; *Ann. des Mines*, 1833.

2576. Le plomb est un des métaux dont l'exploitation remonte à la plus haute antiquité. Ses usages sont bien connus à l'état de métal. Quoique le zinc l'ait remplacé avec avantage dans quelques circonstances, le plomb métallique sera toujours consommé en grande quantité, pour la fabrication des tuyaux, et de tant d'autres objets qui exigent un métal d'un travail facile et à bas prix.

Le plomb métallique est employé à la préparation des miniums, et par suite, à celle du cristal et du vernis des poteries; il sert à fabriquer la céruse, et par suite aussi, on en prépare la mine orange. Dans quelques usines, on le convertit en acétate de plomb. Tous ces objets sont fabriqués sur une grande échelle.

La quantité de plomb versée annuellement dans le commmerce, par les divers états européens, peut s'établir ainsi qu'il suit :

Angleterre	500,000 quintaux.
Espagne.	500,000
Prusse.	36,000
Autriche.	54,000
Harz.	30,000
France.	10,000
Nassau-OEssingen. . .	6,000
Saxe.	5,000
Russie.	5,000
Savoie.	2,000
Pays-Bas.	2,000
Anhalt-Bernbourg. . .	1,500
Pays-de-Baden. . . .	300
	731,800

La facilité avec laquelle le plomb entre en fusion, rendrait l'exploitation des minerais de ce métal, simple et peu coûteuse, si, dans le plus grand nombre des cas, on n'avait à lutter contre la formation de produits accidentels, en quantité considérable. On n'exploite guère, d'une manière générale, que le sulfure de plomb naturel, qui porte dans les arts le nom de *galène*. C'est le seul genre d'extraction que nous examinerons en détail. Quant au traitement de l'oxide naturel ou artificiel, du corbonate et du phosphate naturel, nous n'en parlerons que d'une manière générale.

L'oxide, soit pur, soit carbonaté, se réduit si aisément quand on le chauffe, après l'avoir mélangé de charbon, que nous pourrions nous dispenser de plus amples détails. Cependant nous décrirons son traitement, en examinant l'emploi des produits accidentels du travail du plomb argentifère.

Le phosphate de plomb naturel n'est traité que dans les environs de Wissembourg. Il se trouve mélangé de carbonate. On le fond dans un fourneau à réverbère, avec addition de poussier de charbon. Ce procédé, dont on connaît peu les détails, paraît imparfait. Bien que le phosphure de plomb soit un composé peu stable, il est clair qu'il ne peut y avoir aucun avantage à transformer le phosphate de plomb en phosphure, et qu'il serait plus simple d'ajouter au minerai, soit de la chaux, soit du carbonate de chaux, afin de donner naissance à un phosphate de chaux, en mettant à nu l'oxide de plomb. Celui-ci serait alors réduit par le charbon, et on éviterait la formation des mattes phosphurées qui rendent ce traitement difficile, et qui doivent entraîner des pertes de combustible considérables.

2577. Laissant de côté ces exploitations rares et peu importantes, nous allons passer de suite au traitement de la galène. Examinons d'abord les propriétés générales de ce minerai.

Il se rencontre dans les terrains primitifs, savoir : le gneiss, le micaschiste et les schistes argileux ; les mines de Villefort et Vialas, dans la Lozère, celles de Vienne, dans le Dauphiné, sont dans ce cas. On en trouve dans les terrains intermédiaires, et surtout dans la formation de calcaire métallifère qui en dépend ; telles sont les mines du Derbyshire et du Nortumberland. On en trouve enfin, dans les terrains secondaires : les grès inférieurs, le zechstein et le lias lui-même, en présentent.

Le sulfure de plomb se rencontre souvent mêlé ou combiné avec des minerais argentifères. Les trois mines exploitées en France, celles de Poullaouen, Villefort et Pont-Gibaud appartiennent à cette classe. On extrait d'abord le plomb, par les procédés ordinaires; ce métal entraîne tout l'argent, que l'on en sépare ensuite, par des procédés qui seront examinés ailleurs. Les sulfures de plomb argentifères possèdent un caractère de cristallisation particulier. De là, la distinction des galènes en galènes à grandes, moyennes et petites facettes.

Les dernières sont les plus riches en argent ; les premières le sont fort peu, ou n'en renferment même point.

Quand les galènes sont privées d'argent, ou qu'elles en renferment trop peu, pour qu'il puisse être extrait avec profit, on peut les débarrasser entièrement de leur gangue, par des lavages convenables. Mais quand la galène est argentifère, il y aurait quelque inconvénient à pousser les lavages trop loin, car quelquefois les gangues elles-mêmes sont argentifères. On a donc souvent à étudier l'influence des gangues mêmes, sur les produits du traitement.

Les gangues ou les minerais qui se rencontrent avec la galène sont variés, mais les plus essentiels à considérer sont : le quarz, le sulfate de barite, la pyrite pure ou arsénicale, et la blende.

Le sulfure de plomb possède quelques propriétés chimiques, qu'il faut nécessairement rappeler, pour donner la clef des méthodes qui sont mises en usage dans son traitement métallurgique.

Il n'est pas volatil par lui-même, mais il peut se volatiliser dans un courant de gaz. De là, des fumées qui se dégagent dans les fourneaux, et qui ne sont pas sans danger.

Ce sulfure, chauffé au contact de l'air, s'y convertit en sulfate, et comme le sulfate de plomb résiste à l'action d'une température très-élevée, c'est presque toujours du sulfate de plomb qui se forme dans le traitement de ce minerai, qui est ordinairement soumis à un grillage préalable.

Le sulfure et le sulfate de plomb ne peuvent pas co exister à une haute température.

Un atome de sulfure, PbS, et un atome de sulfate PbO, SO^3 se convertissent en Pb^2, ou deux atomes de plomb et S^2O^4, c'est-à-dire deux atomes d'acide sulfureux.

Un atome de sulfure, PbS, et trois atomes de sulfate 3 PbO, SO^3, se transforment en quatre atomes de protoxide de plomb, 4 PbO ; et quatre atomes d'acide sulfureux, 4 SO^2.

Quand le sulfate de plomb domine, il se forme toujours de l'oxide de plomb, et il reste du sulfate mélangé.

Quand le sulfure de plomb domine, il se dégage toujours de l'acide sulfureux, et il reste du *sous-sulfure de plomb*.

Ce sous-sulfure possède des propriétés importantes. Il ne peut exister qu'à une haute température, et ne se conserve qu'autant qu'on le refroidit brusquement à une chaleur moyenne, celle qu'il faut pour le ramollir, par exemple, il se convertit en plomb pur, et sulfure de plomb ordinaire. Beaucoup de phénomènes du traitement métallurgique du plomb, s'expliquent par cette réaction.

Le sulfure de plomb est décomposé par le fer à une température très-élevée. Il en résulte du sulfure de fer et du plomb métallique.

Il le serait plus facilement encore par l'oxide de fer. Il en résulterait du gaz sulfureux, du sulfure de fer et du plomb métallique.

Il l'est enfin, et très-aisément, par l'oxide de plomb ; d'où résulte encore du gaz sulfureux, et du plomb métallique.

2578. Parmi les propriétés que nous venons de rappeler, il en est deux qui se prêtent singulièrement à la séparation du métal. La première, et la plus simple, consiste dans l'emploi du fer, qui donne naissance à un sulfure de fer fusible, et à du plomb métallique. La seconde repose sur la réaction du sulfure de plomb et de l'oxide, ou du sulfate de plomb. Il en résulte de l'acide sulfureux et du plomb métallique. Le sulfate et l'oxide de plomb se produisent par le simple grillage du sulfure. Le procédé pratique consiste donc à mettre en rapport des masses convenables de minerai grillé et de minerai cru. On met aussi souvent en usage, avec profit, cette sorte de liquation qui consiste à chauffer brusquement des masses de sous-sulfure de plomb. Le plomb métallique s'en sépare en grande quantité, et il reste une carcasse de sulfure de plomb plus riche en soufre, qui ne tarde pas à fondre elle-même. Tout le procédé se réduit ici, à chauffer assez vite, pour que le plomb fondu s'écoule, sans avoir le temps de se mélanger au sulfure qui commence à fondre, en ayant soin, toutefois, de ne pas élever trop la température au commencement, pour que la fusion des deux matières ne soit pas simultanée.

L'exposition des procédés simples basés sur un seul de ces principes ; ou bien, celle des procédés composés dont on fait quelquefois usage, deviendra facile, si on ne perd pas de vue ce que nous venons de dire. Ces procédés se partagent en trois séries, relativement à la nature des fourneaux employés, qui sont : le fourneau à réverbère, le fourneau écossais, le fourneau à manche ou le demi-haut-fourneau.

Relativement à la nature du traitement, on distingue les méthodes qui désulfurent le minerai par le fer, et celles qui opèrent cette désulfuration sans addition de métal. Enfin, il faut aussi remarquer que la galène est souvent soumise à un grillage préalable, avant la réduction ; tandis que souvent aussi, le grillage et la réduction confondus, en quelque sorte, s'opèrent dans le même fourneau.

Cependant, on peut dire, en général, que dans toutes les méthodes, le concours du fer ou de l'air est nécessaire pour que la galène soit désulfurée et convertie en plomb.

Devant traiter ailleurs d'une manière spéciale des méthodes appliquées à l'exploitation des plombs argentifères, nous nous contenterons de faire observer ici, que lorsqu'on traite une galène argentifère dont le métal doit être coupellé, on ne s'attache pas à en retirer, d'abord, un plomb bien pur et bien doux ; ce serait de peu d'utilité, puisque ce plomb doit être converti, par la coupellation, en argent et en litharges, qui à leur tour seront de nouveau réduites, pour en retirer le plomb. Il est clair qu'un plomb chargé de soufre peut très-bien convenir à la coupellation, tandis qu'une galène pure doit être

traitée de manière à fournir le plomb le plus pur possible, bien exempt de soufre, et propre à passer immédiatement dans le commerce.

TRAITEMENT SANS ADDITION, AU FOURNEAU A RÉVERBÈRE.

2579. Ce procédé remarquable a pris naissance en Angleterre; on l'a introduit ensuite à Poullaouen, de là à Alais, ensuite à Pezay, où il est devenu l'objet d'un examen très-attentif. Mais ces diverses copies du procédé, en avaient altéré successivement la marche, et lorsque dans ces derniers temps, on a pu pénétrer dans les usines anglaises, on a vu que leurs méthodes s'étaient améliorées, ou avaient toujours été mieux dirigées, sous le rapport économique, que celles du continent.

Ce procédé, tel qu'on le pratique actuellement en Angleterre, est remarquable par sa rapidité.

Tous les traitements au fourneau à réverbère se ressemblent, en ce sens, que le plomb s'en retire par la réaction du sulfure sur le sulfate. Mais, selon que le procédé est conduit avec plus ou moins de chaleur, il reste du sulfure ou du sulfate pour résidu. Dans le premier cas, le plomb est dur, et se recouvre de mattes abondantes. Dans le second, les crasses, formées de sulfate de plomb, sont riches, et demandent un nouveau traitement.

A Pezay, et dans la plupart des usines du continent, le sulfure de plomb est traité sans addition. En Angleterre, la présence du sulfate de barite dans les gangues, a rendu nécessaire l'addition d'un fondant essentiellement formé de fluorure de calcium, qui joue un rôle remarquable.

Le procédé actuel des Anglais se propage dans les diverses usines; il est adopté en Espagne; on cherche à l'introduire à Conflans en Savoie, etc. Ce procédé, qui doit quelques-uns de ses avantages, à une meilleure proportion entre les diverses parties du fourneau, mérite donc une attention particulière. Nous le décrirons, à côté du procédé employé à Pezay, qui permet d'établir d'une manière précise la théorie générale du traitement, par la facilité qu'ont eu divers ingénieurs d'en étudier la marche.

2580. *Traitement de Pezay au fourneau à réverbère.* Ce traitement est basé sur l'action que l'air exerce sur le sulfure de plomb, à une température élevée. Une portion du sulfure est transformée en oxide et en sulfate, qu'on mélange le mieux possible au sulfure non attaqué. Il en résulte subitement, du gaz acide sulfureux et du plomb métallique; ou bien, du gaz acide sulfureux et du sous-sulfure de plomb, qui, par une modification convenable de température, se sépare aussitôt en sous-sulfure et en plomb métallique.

Nous empruntons les détails du traitement à l'excellent mémoire de M. Puvis, où l'on trouve des notions très-précises sur les manipu-

lations particulières à ce mode d'exploitation, et sur la théorie générale qui s'en déduit.

2581. On traite au fourneau à réverbère le schlich crû, qui renferme, au moins, 76 p. 100 de plomb ; cette richesse varie peu dans les diverses époques. On fond 1250 kil. de schlich crû à la fois, dans l'espace de seize heures, avec environ 4 stères de bois de sapin.

Le chargement s'exécute par deux ouvriers placés vis à vis des deux portes extrêmes ; on apporte devant eux le minerai, et ils le jettent dans l'intérieur avec des pelles courbes en fer. Lorsque tout le schlich est chargé, on l'étale dans le fourneau, en ayant soin, pourtant, de l'éloigner de la percée et des portes.

Le fourneau étant resté sans feu, pendant le déchargement et le nouveau chargement, s'est beaucoup refroidi, surtout à cause de l'humidité qui accompagne toujours le schlich ; aussi de rouge-blanc qu'il était à la fin de la fonte précédente, il est devenu d'un rouge sombre. Pour le réchauffer, immédiatement après le chargement, on jette dans la chauffe deux ou trois morceaux de bois, et on augmente ensuite le feu progressivement. Bientôt, il s'opère à la surface du schlich, un dégagement assez abondant de gaz acide sulfureux. Au bout d'une ou deux heures, on aperçoit déjà quelques gouttelettes de plomb qui s'échappent des matières situées auprès de la chauffe, où la chaleur est la plus considérable ; mais leur existence n'est que de peu de durée. Elles sont en trop petit nombre, pour gagner le bassin, et, restant exposées sur la sole à un courant d'air chaud, elles se transforment rapidement en litharge et disparaissent. Après deux heures et demie de feu, les matières sont couvertes d'une couche d'un blanc-jaunâtre de 1 à 2 lignes d'épaisseur ; sous cette croûte de *sulfate de plomb*, le schlich se montre encore noir, irisé et pulvérulent. C'est alors que l'on commence à remuer les matières, par l'ouverture la plus voisine de la chauffe, parce que c'est celle qui correspond au point le plus chaud. Les autres portes sont fermées. L'ouvrier soulève la croûte, la brise, la mélange avec le schlich, en remuant lentement et avec précaution ; autrement le schlich pulvérulent, s'élevant en nuages à chaque coup de spadèle, serait entraîné en grande quantité, par la cheminée. Le courant d'air chaud qui entraîne le schlich très-divisé, le brûle avec une flamme d'un blanc-bleuâtre, et le dépose, en partie, contre les parois de la cheminée, à l'état de sulfate. En effet, diverses analyses indiquent, pour la composition de ce dépôt :

	Gueymard.	*Id.*	Descostils.
Sulfate de plomb. .	88.56	97,34	82,71
Oxide de fer. . .	2,40	0,00	5,0
Silice.	2,20	2,00	5,77
Alumine. . . .	2.60	0,0	0.0
Soufre.	0,0	0,0	3.40
	95,56	99,34	96,88

Au bout de trois heures, on cesse le travail à la première porte; l'ouvrier soulève la porte du milieu; il commence par relever le schlich qui s'était répandu auprès de la percée; puis, avec la spadèle, il remue la matière avec les précautions observées précédemment.

On continue d'augmenter le feu, peu à peu. Quelques instants après, on ferme la deuxième ouverture; un ouvrier se place à la dernière, et opère comme les précédents; mais les matières étant peu chaudes dans cette partie, son travail est promptement terminé.

Après trois heures et demie, on recommence à la première ouverture, et l'on brasse de nouveau la matière qui était déjà recouverte d'une couche de sulfate. Trois ouvriers, travaillant successivement aux trois portes, poursuivent de cette manière, en ayant soin de relever tout ce qui tombe daus la percée. Pendant tout ce temps, le grillage continue; il se dégage de l'acide sulfureux, il se forme du sulfate de plomb, et déjà le métal commence à couler, par suite du mélange que l'on opère sans cesse.

Au bout de cinq heures, le plomb continue à couler, mais toujours peu abondamment; on peut très-bien observer déjà, mais surtout une heure ou une heure et demie plus tard, la manière dont le plomb se sépare. Lorsqu'on mélange les matières qui étaient sèches et ne donnaient point de plomb, elles deviennent sur-le-champ pâteuses, et le plomb qui en résulte gagne le bassin, dès que l'ouvrier, en cessant de brasser, lui permet de s'écouler. A cette époque, la flamme se porte jusque vis-à-vis l'ouverture du milieu, et même quelquefois plus loin. On entretient le feu à peu près au même degré, jusqu'à ce que l'on ait obtenu environ la moitié du plomb, c'est-à-dire, presque jusqu'à l'opération du ressuage.

La température la plus convenable est celle qui maintient le minerai dans un état légèrement pâteux; l'expérience prouve que, dans ce cas, le plomb se sépare plus facilement et sans mattes, pourvu qu'on ait soin de remuer constamment, et de renouveler le contact entre le sulfate et le sulfure. A cet effet, vers la septième heure, deux ouvriers se placent en même temps, aux deux portes extrêmes, et brassent la matière pendant une demi-heure; ils retireut leurs spadèles, lorsqu'elles sont presque au rouge-blanc; ils ont soin de ne pas les tenir longtemps exposées à cette haute température, parce qu'elles se détruiraicnt promptement, par suite de la réaction du soufre contenu dans le sulfure de plomb non grillé.

Au moment où ils cessent leur travail, un autre ouvrier se met seul à l'ouverture du milieu, brasse la matière à son tour, et lorsque sa spadèle est rouge, il se retire, et les deux autres ouvriers se replacent à leurs postes.

On continue de la sorte, en ayant soin de mettre du bois, de temps en temps, afin d'entretenir la chaleur du fourneau.

La deuxième et la troisième porte ne sont ouvertes que pendant

qu'on y travaille; la première est toujours ouverte, afin qu'on puisse mieux juger de l'état du fourneau. Lorsque le bassin se trouve suffisamment plein, au bout de neuf heures environ, on fait la première coulée; on enfonce le tampon d'argile, et le plomb arrive rouge de feu, dans le bassin de réception. On bouche de nouveau le trou de la percée, en y mettant un morceau de bois qui entre sans difficulté, et par dessus, un tampon d'argile que l'on presse avec la tête ronde d'un ringard.

On recouvre alors le plomb de quelques charbons, et on met sur le bassin extérieur une feuille de tôle; par ce moyen, on lui conserve une température convenable, et on le défend de l'oxidation.

Quelques instants après, on introduit dans le fourneau, par la première porte, la moitié des mattes recueillies sur le bain de plomb, dans la dernière coulée de la fonte précédente. Le plomb s'en sépare facilement, en laissant pour résidu une matte plus sulfurée et moins fusible.

En ce moment, la fumée est déjà fort épaisse; il doit se perdre, en conséquence, une quantité notable de plomb à l'état d'oxide ou de sulfate, c'est aussi dans cet instant que le plomb coule le plus abondamment; sa présence, ainsi que celle d'un peu de mattes, ramollit les matières. Dès que la formation du plomb se ralentit, on augmente le feu, et l'on achève l'introduction des mattes de la fonte précédente. Lorsqu'elles sont toutes dans le fourneau, on s'occupe de la deuxième percée qui a généralement lieu, au bout de onze heures; le plomb coule très-rouge et mêlé de mattes, qui proviennent en grande partie de celles qu'on a introduites dans le fourneau.

Ces mattes viennent nager à la surface du bain, où elles se solidifient. On laisse celles qui recouvrent immédiatement le plomb, afin qu'il soit mieux défendu du contact de l'air, et on enlève le reste avec une *écumoire,* pour que le plomb, qui est plus liquide, puisse bien s'en séparer. Ces mattes étant bien égouttées, on les rejette dans le fourneau par la première porte. Dès la première impression du feu, ces mattes qui, lorsqu'elles étaient liquides, retenaient beaucoup de plomb, soit mélangé, soit combiné, le laissent écouler abondamment et promptement. Elles sont formées essentiellement d'un sous-sulfure qui se transforme ainsi, en sulfure ordinaire et en plomb.

Les produits de cette première coulée sont donc, en définitive, du plomb, des mattes, et une matière scoriforme qui est restée sur la sole. Le plomb et les mattes se séparent dans le bassin de réception, en vertu de leur différence de densité. On voit que les mattes qui sont formées de sous-sulfure de plomb, repassent dans le fourneau indéfiniment pour s'y liquater; ce qui les transforme en plomb qui s'écoule, et en sulfure qui reste. Ce dernier reproduit la série des phénomènes que le sulfure naturel présente.

La matière scoriforme qui demeure en définitive sur la sole est formée de :

Sulfure de plomb. .	56,0
Oxide de plomb. .	20,0
Plomb métallique. .	17,0
Sulfate de plomb.	traces.
Oxide de fer. . . .	6,0
Gangue.	1,0
	100,0

Cette analyse de M. Berthier, exécutée sur une scorie de l'usine de Confians, fait voir que ce résidu peut être regardé comme un oxi-sulfure, ou bien, comme un mélange d'oxide et de sulfure. Chauffé fortement, il donnerait du gaz sulfureux et du plomb; mais, on préfère un traitement réductif, dont la théorie est plus compliquée. Décrivons d'abord le procédé.

2582. Le schlich ayant déjà fourni plus de la moitié de son plomb, on procède à l'opération du *ressuage*, qui exige les dispositions suivantes. Quelques instants après la deuxième percée, on rejette les matières vis-à-vis de la deuxième porte. Comme, alors, une partie de la sole se trouve nue et exposée à la flamme, elle pourrait se ramollir et se dégrader dans l'opération du *déchargement;* aussi a-t-on soin d'y jeter quelques pelletées de chaux, selon qu'elle est déjà plus ou moins endommagée. La chaux, en agissant sur les matières qui imbibent la sole, donne naissance à du sulfate de chaux et diminue leur fusibilité. On bouche alors la dernière porte, par laquelle on cesse tout travail, jusqu'à la fin de l'opération.

On ferme de même la porte du milieu, après avoir rejeté auprès de la chauffe les matières qui se trouvaient vis-à-vis d'elle, et on ne l'ouvre ensuite, que pour relever les mattes qui descendent dans la percée.

Toutes les matières étant rejetées vis-à-vis la première porte, elles y éprouvent une haute température que l'on augmente encore, en poussant fortement le feu dans la chauffe, et en mettant du bois dans le fourneau même. L'addition de ce bois a aussi pour objet de décomposer une partie de l'oxide de plomb, qui augmente sans cesse en quantité, et qu'on cherche. à ramener à l'état métallique. On favorise cet effet, en remuant constamment et en maintenant la température de la masse au rouge-blanc. Pendant ce temps, le fourneau est rempli de vapeurs blanches très-épaisses; le produit en plomb diminue toujours, et le métal coule mêlé de beaucoup de mattes; les spadèles rougissent promptement, et s'usent de même: aussi a-t-on soin de n'employer que les plus mauvaises.

On fait la troisième coulée au bout de treize ou quatorze heures; cette coulée amène toujours beaucoup de mattes, dont on debarrasse le plomb par le procédé suivant.

On jette dans le bain très-chaud, un demi-van de sciure de bois et de

copeaux; et par-dessus, un peu de résine; on brasse fortement avec une écumoire, ce qui donne lieu à une épaisse fumée. Un moment après, on met le feu aux copeaux avec un peu de résine enflammée : on continue à remuer rapidement et fortement, de manière à mettre la matière charbonneuse et enflammée en contact avec le plomb et les mattes. Les parties qui étaient oxidées se désoxident, et la matte brisée abandonne une partie de son plomb; devient plus sèche et plus légère. Quand la flamme menace de s'éteindre, on jette de nouvelle résine pour la ranimer : on continue ainsi pendant quinze ou vingt minutes, au bout desquelles on enlève avec une pelle, puis avec une écumoire, toute la matte mêlée de charbon qui surnage le bain, pour la rejeter dans le fourneau. Cette matte durcie, éprouve dès la première action du feu, une liquation qui en sépare beaucoup de plomb.

Le plomb découvert paraît d'un rouge sombre; on s'occupe alors à le couler en barres. Les trois coulées précédentes fournissent les 4/5 à peu près, du produit total de la fonte.

Pour obtenir le reste du plomb, on continue le feu pendant une heure; on brasse les matières à la spadèle pendant le même temps, et on procède à la dernière coulée. On traite le produit de cette coulée comme celui des précédentes, et on met de côté les mattes obtenues, pour les passer à la fonte suivante.

2585. A Conflans, la première partie de l'opération n'a pas éprouvé de changement, mais le ressuage et la dernière coulée se font d'une manière un peu différente. La matière que laisse la première coulée étant formée essentiellement de sulfure et d'oxide de plomb, on y ajoute du charbon, pour réduire l'oxide, dont le plomb s'extrait par cela même. Puis, on grille, pour détruire le sulfure, ce qui donne encore du plomb et un nouveau mélange de sulfure et d'oxide, sur lequel, on fait agir de nouveau du charbon. Par ces réductions et grillages successifs, on retire une portion considérable du plomb, avec des mattes abondantes. Ce traitement dure cinq heures.

Enfin, on ajoute un excès de charbon, et on donne un coup de feu violent. Il coule encore du plomb et des mattes, et il reste sur la sole des scories noires et magnétiques, formées de :

Silice.	17.0
Oxide de plomb. . .	16,0
Barite.	11.5
Protoxide de fer et fer.	53,5
Soufre.	2,0
	100,0

C'est un silicate de protoxide de fer, de plomb, et de barite, formé aux dépens de la silice de la sole, du fer des spadèles, et de la barite du sulfate de barite des gangues.

Le plomb de la dernière ou des deux dernières coulées est plus sulfuré et plus impur que celui que l'on obtient dans le premier travail, ce qui tient à la haute température qu'il a fallu développer

pour l'extraire des crasses. On observe, aussi, qu'il contient moins d'argent : les crasses restées dans le fourneau sont extraites et jetées dans de l'eau froide; elles s'élèvent à 25 pour 100 du minerai crû, et on les passe au fourneau à manche, où elles rendent environ 6 de plomb.

Le produit ordinaire d'une fonte est de 800 kil., c'est-à-dire, que 100 parties de minerai fournissent 64 de métal environ, auxquels il faut en ajouter 6 pour le métal qu'on extrait des crasses; en tout, 70 pour 100 de minerai crû. On a pourtant quelquefois des résultats moins avantageux; mais l'équilibre se rétablit dans les fontes suivantes. Ces différences tiennent ordinairement, à la formation des mattes; et lorsque celles ci sont plus abondantes, leur produit se reporte sur les traitements subséquents. La quantité des mattes varie d'un à deux quintaux métriques.

Le même système de traitement a été adopté à Poullaouen. Les charges, assez fortes, y sont de 1500 kilogr., tandis qu'à Conflans, elles sont de 1000 kilogr., et à Pezay, de 1250 kilogr. A Poullaouen, elles se composent de 800 kilogr. de minerai de Poullaouen et de 500 kilogr. de minerai de Huelgoët. On obtient de même, du plomb, des mattes, et une scorie définitive qui a reçu le nom de crasse blanche. Comme le plomb y est argentifère, nous nous en occuperons ailleurs; les mattes riches qui l'accompagnent, sont formées, d'après M. Berthier, de divers sulfures, mélangés ordinairement de plomb et de crasses. Elles contiennent :

Sulfure de plomb. . . .	62,5	55,2
Sulfure de cuivre. . . .	4,0	0,4
Sulfure de fer.	1,5	3,8
Sulfure de zinc.	0,0	11,0
Plomb.	32.0	0,0
Scories.	0.0	29,6
	100,0	100,0

Quant aux crasses blanches, résidu final du fondage, elles contiennent :

Silice.	24,0
Oxide de plomb.	30,0
Oxide de zinc.	27.0
Oxide de fer.	12,0
Sulfure de plomb. . . .	4,0
Sulfate de plomb.	3,0
	100,0

C'est donc encore, comme dans le traitement de Conflans, un mélange de divers silicates, parmi lesquels on voit figurer le silicate de zinc, ce qui provient de la présence de la blende, dans le minerai, tandis qu'on n'y rencontre pas de silicate de baryte, à cause de l'absence du sulfate de barite. Ces variations dans la nature des bases ne changent rien au fond du procédé et à la tendance des réactions, qui demeurent les mêmes.

Le même procédé mis en usage à Holzappel près de la vallée du Mein, sur un minerai très-chargé de blende, donne des résultats qui confirment tout à fait ceux qu'on vient d'énoucer.

Les scories définitives, restées sur la sole, après l'extraction complète du plomb, contiennent, d'après l'analyse de M. Berthier :

Silice.	10,0
Oxide de plomb. . .	38.9
Sulfate de plomb. . .	8,0
Oxide de zinc. . . .	30,5
Oxide de fer. . . .	5,6
Id. de mang., alumine.	2,0
Sulfure de plomb . .	5.0
	100,0

C'est donc encore, un mélange de divers silicates produits par les bases, qui ont pris naissance dans le traitement.

Les spadèles se recouvrent, dans cette usine, d'une scorie d'un gris-noir, formée, d'après M. Berthier, de

Silice et alumine . .	2,4
Oxide de plomb. . .	61,2
Sulfate de plomb. .	4,4
Oxide de fer. . . .	16,0
Oxide de zinc. . . .	15,2
Soufre.	1.8
	101,0

C'est, comme on voit, du sulfure de plomb et de zinc, qui cède son soufre au fer, et forme ainsi d'abord trois sous-sulfures peu fusibles qui adhèrent à l'outil. Cette couche s'oxide ensuite au contact de l'air, et donne trois oxides métalliques mêlés ou combinés.

2584. *Traitement anglais au fourneau à réverbère*. Le travail au fourneau à réverbère, ainsi que nous l'avons déja dit, a pris naissance en Angleterre. Il s'effectue dans le Derbyshire et dans quelques usines des environs d'Alston-Moor, au moyen d'un procédé analogue à celui que nous venons de décrire; mais sous le point de vue économique le travail est mieux dirigé. D'ailleurs, la nature des gangues introduit quelques modifications dans les produits et dans les procédés qui rendent leur examen fort important. La richesse du minerai varie beaucoup; les essais y indiquent des quantités de plomb qui vont de 25 à 75 pour 100. On mélange diverses sortes de minerais pour faciliter la fusion des gangues, l'une par l'autre, et l'on suit à cet égard des règles pratiques dont la théorie se déduit facilement des analyses qui seront rapportées plus bas. Voici comment l'opération s'exécute à Léa.

On y exploite deux sortes de minerais : la galène pure, et un minerai mélangé qui renferme :

Sulfure de plomb. . .	55
Carbonate de plomb. . .	25
Sulfate de barite. . .	19
Argile.	3
	100

On mélange ces deux minerais, à peu près à parties égales, et on en traite à la fois 812 kilogrammes.

Les fourneaux à réverbère anglais, sont généralement munis d'une trémie, placée sur la voûte et dans laquelle on met la charge. Dès qu'une opération est terminée, que le fourneau est débarrassé des scories et des crasses, on rebouche les deux orifices d'écoulement avec un mortier de chaux vive délayée dans de l'eau. On ôte la plaque de fonte qui se trouve au dessous de la trémie, et en levant la planche à coulisse qui en ferme l'orifice inférieur, on fait tomber toute la nouvelle charge dans le fourneau, et on l'étend sur la sole avec des râbles.

On ferme les portes du fourneau, pour qu'il puisse s'échauffer. Au bout de deux heures, on rouvre les portes et on les laisse en cet état, jusqu'à ce que la fumée qui remplit le fourneau ait disparu. On les referme, et on donne un second coup de feu. Pour la seconde fois, on rouvre les portes et on remue le minerai alternativement, par les ouvertures de l'un et de l'autre côté du fourneau. La matière est pâteuse, et le plomb ruisselle de toutes parts vers le creuset.

Le sulfure de plomb se trouve converti en sulfate pendant le premier coup de feu. Si, au bout de quelque temps, on ouvre les portes pour *refroidir* le fourneau, c'est sans doute, afin de s'opposer à une fusion trop prompte; la proportion de sulfate produite n'étant pas assez considérable, la réaction du sulfate et du sulfure serait incomplète. Après la seconde chauffe, le sulfate se trouvant produit en quantité suffisante, on brasse la matière, la réaction se détermine et le plomb coule de tous côtés, en même temps qu'il se dégage de l'acide sulfureux.

Au bout de trois heures et demie, la matière paraît disposée à se liquéfier. On ajoute alors neuf pelletées de fluorure de calcium, mêlé de carbonate de chaux, dans les proportions de trois parties de fluorure de calcium pour une partie de carbonate de chaux. On jette ce mélange, par les portes du côté du maître fondeur; trois pelletées, par celle qui est le plus près de la cheminée, ensuite trois par celle du côté du foyer, puis trois autres enfin, par la porte du milieu.

On mêle le fondant avec le minerai, au moyen de la spadèle, et après avoir fermé toutes les portes, on donne un troisième coup de feu. On rajoute, au besoin, un peu de fondant, si le premier n'a pas suffi; enfin, la masse entre en fusion complète.

On fait écouler les scories pauvres, et, dès qu'elles cessent de couler; on referme le trou qu'on avait ouvert pour leur livrer passage.

On jette par la porte du milieu, de la houille menue, pour solidifier les scories riches restées sur le bain dans un état de demi-fluidité, qui empêche de les retirer avec un rable, ou de les écouler par le trou qui a donné passage aux scories plus liquides. On se sert quelquefois de chaux au lieu de houille pour le même usage. Mais la chaux augmente, sans nécessité, la masse des matières à fondre. Enfin, on ouvre le trou de coulée, et le plomb se rend dans le bassin de réception.

On retire les scories riches par la porte du milieu, du côté opposé à la coulée.

L'opération dure cinq heures.

On enlève les crasses qui forment une croûte épaisse à la surface du bain de plomb, au moyen d'une écumoire; on les comprime en pressant l'écumoire sur une barre de fer fixe qui traverse le bassin, et on jette les crasses exprimées dans le fourneau du côté du pont. Elles y éprouvent une sorte de liquation; le plomb s'en écoule, et va se rendre dans le bassin de réception. De temps en temps, on jette sur ces crasses une petite quantité du fondant ordinaire, formé de carbonate de chaux et de fluorure du calcium.

La refonte des crasses dure environ une heure.

Pendant que cette opération s'exécute, on moule le plomb dans des lingotières appropriées.

Les scories pauvres sont opaques, blanches ou gris-clair; elles servent à fabriquer la sole ou à réparer les routes. Les crasses sont refondues au fourneau à manche.

Les scories fusibles qu'on rejette, sont formées de :

Fluorure de calcium. . .	16,0	15,6
Sulfate de barite. . . .	25,0	30,0
Sulfate de chaux. . . .	22,5	33,0
Sulfate de plomb. . . .	22,0	9,0
Oxide de fer et de zinc. .	4,5	4,0
Chaux.	8,0	8,8
Acide carbonique et perte.	2,0	1,6
	100,0	100,0

Ces analyses montrent que le fondant employé à Lea, sert par son carbonate de chaux, à décomposer le sulfate de plomb qui a été produit en excès. L'oxide de plomb mis en liberté réagit sur la galène non grillée, se réduit et la réduit elle-même, en convertissant son soufre en acide sulfureux.

2585. Le fluorure de calcium agit évidemment comme fondant. C'est lui qui rend fusibles les sulfates de plomb, de barite et de chaux, qui seuls, ou mélangés, ne fondraient pas, à la température à laquelle on opère. Ce rôle, qu'on serait conduit à lui assigner *à priori*, se trouve pleinement confirmé par les expériences de M. Berthier.

Deux atomes de fluorure de calcium, et un atome de sulfate de

barite, donnent une matière qui devient parfaitement liquide, à 50° pyrométriques.

Un atome de fluorure de calcium et un atome, deux atomes, ou un demi-atome de sulfate de chaux, donnent des produits très-liquides à la même température.

Un atome de fluorure de calcium avec un ou deux atomes de sulfate de plomb, donnent des produits parfaitement liquides, au même degré de chaleur.

Enfin, les trois sulfates réunis donnent également avec le fluorure de calcium, des composés parfaitement fusibles, à la même température.

De l'ensemble de ces résultats, on pourrait conclure que l'emploi du fluorure de calcium, bien dirigé, devrait surtout avoir pour but de rendre fusible le sulfate de barite contenu dans le minerai, ainsi que le sulfate de chaux qui peut se former aux dépens de la chaux que renferment les gangues. Si l'oxidation n'était pas dépassée, il ne devrait pas être nécessaire d'ajouter du carbonate de chaux, et il devrait se rencontrer peu de sulfate de plomb dans les scories. Il est fort difficile, du reste, dans une opération de tâtonnement, comme celle-ci, d'arriver juste à produire la dose de sulfate de plomb nécessaire à la réduction du sulfure. Quand on oxide trop peu, il reste des mattes; quand on oxide trop, il reste du sulfate de plomb. Le procédé anglais se réglerait facilement, si à chaque partie de minerai un peu considérable que l'on peut avoir à traiter, on étudiait la composition chimique des scories, jusqu'à ce qu'à l'aide de légères modifications faites à l'allure du fourneau, on fût parvenu à les débarrasser de sulfate de plomb, sans employer du carbonate de chaux.

L'essai des scories se ferait aisément, sans avoir recours à l'analyse humide; il suffirait de les passer au creuset avec le double de leur poids de flux noir, et un dixième ou un huitième de leur poids de fer en limaille.

Les scories riches qui sont restées après l'écoulement des scories pauvres, se composent de :

Fluorure de calcium. . . .	7,2	8,5
Sulfate de barite.	22,0	24,4
Sulfate de chaux.	1,6	5,6
Sulfate de plomb.	12,0	30,0
Oxide de fer.	15,4	5,6
Oxide de zinc.	7,2	8,0
Chaux.	14,0	14,7
Sulfate de plomb.	17,6	2,0
Acide carbonique et perte. .	3,0	1,2
	100,0	100,0

La formation de ces scories dépend évidemment de ce que les sulfates sont trop abondants pour être amenés à l'état liquide, par le fluorure de calcium employé. Il y a donc tendance à se faire deux

composés, l'un fluide et l'autre solide, entre lesquels les divers éléments se partagent, comme dans le verre qui se dévitrifie. La formation des scories riches dépend donc encore d'un grillage trop avancé, de l'addition de chaux qui en est la conséquence, et de la formation trop abondante des sulfates de plomb et de chaux.

On ne peut pas éviter leur production, en forçant la dose de fluorure de calcium, car on disperserait dans une masse de scories trop grande, le sulfate de plomb qu'elles renferment, et dont on retire le métal, au moyen du fourneau à manche.

Il ne serait même pas convenable de chercher à prévenir leur production, si l'on essayait d'un grillage plus ménagé, en supprimant la chaux du fondant.

Il faudrait, en tous cas, se conformer à la méthode actuellement suivie, qui consiste à ajouter le fluorure de calcium par parties, jusqu'à ce que la masse devienne liquide, et pas plus. Cette méthode diviserait toujours les produits en trois classes ; le plomb ; les scories riches en sulfate de plomb, peu fusibles ; et les scories pauvres en sulfate de plomb, très-fusibles. Ce classement est le plus avantageux que l'on puisse rechercher.

Les scories riches sont passées au fourneau à manche. On charge celui-ci jusqu'à un pouce ou deux au dessous de la tuyère, de frasil de houille recueilli dans le cendrier du fourneau à réverbère. Le reste de sa capacité est rempli par du coke en morceaux, sur lequel on charge les scories, mélangées des minerais pauvres, ayant pour gangue du carbonate de chaux et du fluorure de calcium, ainsi que des fumées qui se déposent dans la cheminée du fourueau à réverbère.

On obtient du plomb réduit et une nouvelle scorie. Ces deux produits se rassemblent dans un bassin de réception. La scorie s'écoule dans une cuve rectangulaire remplie d'eau froide, s'y divise, et laisse déposer des grenailles de plomb qu'on en sépare ensuite, par le bocardage et le lavage. Le plomb est dirigé dans un bassin en fonte entouré de charbon ; on le puise et on le moule.

Les scories contiennent :

Fluorure de calcium.	13,4
Silice.	13,0
Barite.	30,0
Chaux.	18,5
Protoxide de fer. .	14,5
Oxide de zinc. . .	2,5
Plomb.	1,0
Alumine.	2,0
Soufre.	7,0
	101,9

Les sulfates ont donc disparu ; à leur place, on trouve des sulfures métalliques difficiles à préciser, et des silicates formés aux dépens de

la silice que renferment les cendres du coke. Le fluorure de calcium se retrouve tel qu'on l'avait employé, et par un singulier hasard, il devient une des matières les plus utiles du traitement. Il possède la faculté de se combiner avec les sulfures alcalins, comme il a celle de s'unir aux sulfates, et donne ainsi naissance à des composés homogènes et fusibles.

M. Berthier a constaté, en effet, qu'un atome de fluorure de calcium peut former avec un atome de sulfure de barium ou de calcium, des composés homogènes et fusibles. Cette propriété ne s'étend pas jusqu'aux sulfures des quatre dernières sections, ce qui explique comment les sulfures alcalins passent dans les scories; tandis que le sulfure de plomb n'est pas préservé des réactions qui peuvent le convertir en plomb.

2586. A Holywel, on emploie un fourneau à réverbère représenté fig. 1 et 2, pl. 55. Ce fourneau ne diffère de celui de Léa que par les proportions, et par l'absence d'un trou de coulée pour les scories. Une seule cheminée sert à tous les fourneaux de l'usine. Cette disposition, adoptée en Angleterre, a pour but de donner aux matières plombeuses eutraînées, le temps de se déposer, et de porter très-haut dans l'asmosphère l'acide sulfureux qui se dégage. La cheminée d'Holywell a 55 mètres de hauteur, 9 mètres de diamètre extérieur à la base, et 5m,6 au sommet.

Les minerais qu'on traite à Holywell sont des galènes assez réfractaires, mêlées de blende, calamine, pyrite, carbonate de chaux, sans fluorure de calcium. Ils se servent mutuellement de fondants. La charge est de 1000 kil. L'opération dure de quatre à cinq heures. Le combustible est une houille inférieure.

On procède d'abord à un grillage qui dure deux heures. Le fourneau est maintenu à une basse température. On fond ensuite, en élevant fortement la chaleur et fermant les portes. Il se produit du plomb et des scories riches.

On ramène ces scories sur la sole, on les mêle avec le minerai non réduit, et on brasse le tout, pendant quelque temps. Le fourneau se refroidit, ce qui permet aux mattes de se figer. On donne un second coup de feu pour fondre, et l'on obtient une nouvelle quantité de plomb avec des scories.

Celles-ci étant ramenées de nouveau sur la sole, on recommence la série d'opérations qui précède, et l'on donne enfin un troisième coup de feu.

On fait donc trois grillages et trois fondages. Pour ces derniers, on augmente le feu de plus en plus; le troisième, surtout, s'opère à une très-haute chaleur.

Les scories sont repassées au fourneau à manche.

Tout compte fait, les schlichs, qui à l'essai rendent 70 à 72, four-

nissent environ 66,5, tant au fourneau à réverbère, qu'au fourneau à manche. Le fourneau à réverbère consomme 500 kilogr. de houille par opération.

Les menus cokes brûlés au fourneau à manche sont sans valeur.

2587. Dans l'usine de Grassington, dans le Yorkshire, on emploie un fourneau représenté pl. 55, fig. 3 et 4. Les minerais consistent en galène mêlée de carbonate de plomb, avec une gangue formée de carbonate de chaux et de sulfate de barite.

La charge est de 1000 kilogr. On grille le minerai pendant trois ou quatre heures; on fond ensuite. On sèche les scories avec de la chaux mêlée de houille menue, on les relève sur la sole, et on répète, par trois fois, le fondage et le séchage de ces scories. On ajoute quelquefois, le fondant de fluorure de calcium. Enfin, le bain de plomb est toujours maintenu couvert d'une couche de chaux. L'opération dure sept ou huit heures. On consomme 420 kilogr. de houille. On obtient de 620 à 710 kilog. de plomb.

Les crasses sont passées au fourneau à manche.

La nature des scories de cette usine varie, selon qu'on ajoute du fluorure de calcium ou qu'on n'en ajoute pas, et selon la quantité de ce fondant qu'on emploie. M. Berthier a trouvé, dans des scories non fondues, et conséquemment formées, sous l'influence d'une faible proportion de fondant,

Fluorure de calcium.	1,5
Sulfate de barite. . .	51,0
Sulfate de chaux. .	10,6
Plomb en partie oxidé.	34,0
Oxide de fer. . . .	3,0
	100.1

2588. Dans l'usine de Redruth, en Cornouailles, on partage l'opération. Le minerai y est soumis d'abord à un grillage préalable, dans un fourneau à réverbère. La charge est de 600 kilog.; le grillage dure douze heures, et consomme environ 100 ou 120 kilogrammes de houille.

Le minerai grillé est transporté dans le fourneau de réduction, où l'on achève le grillage, en le chauffant graduellement pendant trois heures. On fond alors, et l'on obtient un bain de plomb et des scories. Le traitement des scories par de la houille menue et de la chaux, les refroidissements du fourneau, grillages et fontes successifs, s'exécutent d'une manière analogue à celle qu'on a décrite plus haut.

La consommation de la houille est de 2000 kilogr. La charge en schlich grillé, de 2000 kilogr.

M. Berthier a examiné les scories et les dépôts qui s'attachent à l'entrée des cheminées du four à réduction. Il y a trouvé :

	Scories.	Dépôts.
Silice.	35,0	20,6
Protoxide de fer. . . .	22,5	traces.
Chaux.	19,0	0,2
Oxide de plomb. . . .	12,0	71,2
Oxide de zinc.	6,0	0,0
Alumine.	3,5	7,4
	98,0	99,4

Les dépôts sont remarquables par l'absence du sulfate de plomb évidemment due à la haute température du fourneau, qui a déterminé la décomposition du sulfate formé d'abord, par la silice et l'alumine des briques. Cette haute température se décèle encore par la nature des scories, qui sont peu fusibles.

Ces circonstances expliquent la consommation extraordinaire de combustible qui se fait dans ces usines. Elle dépend, sans doute, de la nature des minerais, et non pas de la modification faite au procédé, car le grillage préalable ne peut avoir aucun inconvénient, s'il n'est pas outre-passé.

TRAITEMENT DE LA GALÈNE AU FOURNEAU ÉCOSSAIS.

2589. Les manipulations caractéristiques du fourneau à reverbère, et la théorie qui sert à les diriger et à les comprendre, trouvent une nouvelle application dans le mode d'exploitation que nous allons décrire. Dans le fourneau écossais, les réactions sont probablement les mêmes, mais elles sont masquées, de telle sorte, qu'on est obligé de deviner, par induction, ce qui se passe dans l'appareil, sans avoir aucun moyen de s'en convaincre directement par expérience. C'est encore à M. Puvis que nous devons une description minutieuse du traitement, et une discussion éclairée de la théorie, relativement à ce genre de fourneau.

Lorsque la galène est pure, elle est soumise au grillage avant d'être passée au fourneau écossais. Ce grillage a pour but de la transformer en sulfate et en oxide. L'expérience prouve, qu'il doit être à peu près complet, pour que la fonte soit satisfaisante, et le procédé qui paraît le meilleur, consiste à effectuer le grillage dans un fourneau à réverbère convenable. Les fig. 1 et 2 de la planche 52 représentent celui qui est employé de préférence en Angleterre, et que la pratique fait regarder comme le meilleur dans ses proportions.

La charge d'un semblable fourneau est de 9 à 11 quintaux, et on grille trois charges dans l'espace de huit heures. Le minerai étant étalé sur la sole, on pousse le feu, de manière à produire constamment une épaisse fumée à la surface. Tous les soins des ouvriers sont portés sur deux points pendant la durée de l'opération. Le premier consiste à renouveler les surfaces exposées au courant d'air, et à transporter le minerai dans les diverses parties du fourneau, afin de donner une température uniforme à la masse. Le second, consiste à

prévenir la fusion. Dès que ce dernier accident se manifeste, on se presse d'y obvier, en agitant la portion agglutinée ou ramollie. Quand le grillage est terminé, on retire le minerai et on le fait tomber dans une fosse pleine d'eau, disposée en dessous d'une des grandes portes. Pendant l'opération du grillage, il se produit de l'acide sulfureux qui se dégage, de l'oxide et du sulfate de plomb qui restent sur la sole, et lorsque le minerai renferme du carbonate de plomb, comme cela a lieu en Angleterre, celui-ci perd son acide carbonique et passe à l'état d'oxide. La fumée blanche, qui se dépose dans les cheminées, varie suivant la nature du minerai. En Angleterre, elle se compose, d'après M. Berthier, de

Sulfate de plomb.	65,6
Oxide de plomb.	10.2
Oxide de zinc.	13.8
Oxide de fer.	3.4
Silice et alumine.	5,6
	98,6

Elle est vendue comme couleur, sous le nom de *fumée de plomb*.

Dans beaucoup de cas, on substitue à ce procédé, celui du grillage en tas, dans des fourneaux rectangulaires. La disposition qui paraît la meilleure, dans ce cas, consiste à se servir de fourneaux de 5^m de large, $5^m,5$ de long et $1^m,5$ de hauteur. Sur le sol, disposé en talus, d'arrière en avant, on dispose un bûcher de 3 stères de bois. D'un autre côté, on fait un mélange de 100 quint. métr. de schlich avec un volume égal de poussier de charbon, et on l'humecte au moyen d'un lait de chaux. On dispose ce mélange sur le bûcher, par couches de $0^m,3$, alternant avec des couches semblables de menu charbon. On a soin de ménager des trous dans les couches de minerai, et on les remplit de charbons, afin qu'après la combustion de ceux-ci, ces vides servent à activer le tirage. On met le feu; l'opération dure 30 à 36 jours, et au bout de ce temps, les 2/3 du schlich sont tout à fait grillés. On trie le tiers non attaqué et on le met de côté, pour un second grillage, qui laisse un nouveau résidu que l'on grille une troisième fois.

Pendant le cours de l'opération, les parties qui reçoivent une forte chaleur entrent en fusion, et fournissent ce qu'on appelle des *coulures*. C'est un plomb très-impur qui est mis à part, et passé au fourneau écossais, où il subit une liquation qui le purifie.

2590. Le fourneau écossais qui sert à réduire le minerai grillé, est un fourneau bas, dans lequel il ne se développe qu'une température peu élevée, et où l'on place le minerai et le charbon, par couches.

La fig. 8, pl. 50, présente une coupe verticale de ce petit fourneau, faite sur la ligne RS de la fig. 9, qui représente un plan pris au niveau de la tuyère.

Les minerais grillés qu'on passe au fourneau écossais, peuvent con-

sister en oxide de plomb, en silicate de plomb, en mélanges divers d'oxide, de silicate et de sulfate de plomb, dans lesquels même, le sulfate peut devenir très-prédominant.

On conçoit, sans difficulté, comment l'oxide ou le silicate se réduisent, dans un fourneau où ils sont chauffés pêle-mêle avec du charbon; mais, il est moins aisé d'expliquer la réduction en plomb, des minerais grillés à une température basse, et par conséquent fort riches en sulfate de plomb. D'après la théorie, par laquelle on explique ce qui se passe dans le fourneau à réverbère, on pourrait croire qu'il convient de griller imparfaitement le minerai, afin de donner naissance à une réaction utile entre le sulfure non attaqué et le sulfate produit. L'expérience prouve cependant le contraire, et les opérations ne réussissent que sur des minerais, presque entièrement grillés.

Plusieurs analyses du minerai grillé à Pezay et les expériences de grillage en grand, montrent que 100 parties de schlich cru, donnent 114 part. de schlich grillé, qu'on peut considérer, en général, comme étant formé de :

Sulfate de plomb.	88 ou bien	77
Oxide de plomb.	16	14
Sulfure de plomb et terres. . . .	10	9
	114	100

Il est bien évident, qu'un mélange semblable, soumis à l'action d'une température élevée, au contact du charbon, doit éprouver des altérations telles, que le sulfate repasse à l'état de sulfure, l'oxide à l'état métallique, tandis que le sulfure non grillé se transforme en sous-sulfure. C'est du moins l'effet que, dans ces circonstances, ces matières éprouveraient si elles étaient isolées. A la vérité, l'oxide ou le sulfate peuvent réagir sur le sulfure, mais ce dernier est en si petite proportion, que le plomb provenant de cette source, serait peu abondant. Il faut donc admettre, qu'à mesure qu'une partie du sulfate est ramenée à l'état de sulfure, par le charbon, ce sulfure réagit sur les portions de sulfate voisines, et donne naissance à de l'acide sulfureux et à des mattes très-pauvres en soufre. Comme les matières ne sont que légèrement ramollies, le plomb se sépare de ces mattes, en laissant un sulfure plus riche en soufre et moins fusible que le plomb, sulfure qui réagit de nouveau sur le sulfate restant. Il y a donc une série de phénomènes très-compliqués et qui se produisent tous à la fois, sans doute, dans diverses parties du fourneau : formation de sulfure aux dépens du sulfate, par le contact du charbon; réaction du sulfure sur le sulfate, qui donne de l'acide sulfureux et des mattes, pauvres en soufre; liquation de ces mattes, ce qui les transforme en plomb et en sulfure plus sulfuré; enfin, réaction de ce sulfure sur le sulfate restant, nouvelle formation des mattes, etc.

Ainsi, la différence des fourneaux rend compte de la différence des conditions nécessaires dans l'état du minerai. En effet, le fourneau à

réverbère, qui amène au contact de celui-ci, de l'air pur et chaud, tend sans cesse, à transformer le sulfure en sulfate. Par le mélange, on produit la réaction des deux composés; mais, en définitive, il reste du sulfate pour résidu. Dans le fourneau écossais, au contraire, le charbon et les gaz carburés qui en proviennent, exercent sans cesse, un effet désoxidant. Le sulfate repasse à l'état de sulfure, celui-ci réagit sur le sulfate intact, et en définitive, c'est un sulfure qui forme le residu.

De même que, dans le premier fourneau, l'on ne peut fondre un minerai grillé sans addition de charbon; de même, dans le second, la fonte d'un minerai mal grillé ou non grillé, ne peut s'effectuer qu'autant qu'il contient du plomb carbonaté qui fournit de l'oxigène. Quelles que soient les proportions relatives de sulfate, d'oxide et de sulfure, l'effet réductif total du charbon sera toujours le même; et puisque dans le minerai le mieux grillé, les résidus sont constamment des sulfures, ces derniers seront d'autant plus abondants que le grillage sera lui-même moins parfait.

On peut envisager d'une manière plus simple le fait, qui paraît certain, de la conversion presque complète du sulfate de plomb en plomb, dans le fourneau écossais. Les expériences de M. Fournet, établissent que le sulfure de plomb peut se transformer, sous l'influence du charbon à une température élevée, en plomb pur; sans doute, par suite de la formation du sulfure de carbone.

Cette réaction suffirait pour expliquer la production du plomb, mais il est plus naturel d'admettre que toutes les réactions que l'on vient de signaler, contribuent au résultat pour des quantités variables à l'infini.

On admet aujourd'hui, avec raison, que la formation du sulfate de plomb dans le grillage, est un véritable défaut, malgré la possibilité évidente d'en retirer du plomb. Mais, outre la formation des mattes qu'il occasionne, il rend, par sa présence, le fondage plus chanceux. Il est donc avantageux de griller à une température élevée et surtout de griller avec addition de quarz. Dans le premier cas, il se forme bien moins de sulfate et plus d'oxide; dans le second, on peut amener presque tout le plomb à l'état de silicate, facile à réduire.

2591. Ceci posé, passons à l'examen détaillé de l'opération. Elle se compose de la *fonte* proprement dite, et du *ressuage*.

Avant de procéder à la fonte, on met le fourneau en train, en brûlant une vingtaine de kilogr. de charbon de bois. On utilise cette dépense, en fondant des coulures, lorsqu'il s'en trouve en réserve, parce qu'elles n'exigent qu'une basse température.

Le fourneau nettoyé et suffisamment chauffé, on y verse un van de charbon, et par-dessus, les crasses qui recouvraient le bain de plomb dans la dernière coulée; on laisse le charbon s'allumer lentement sans donner le vent.

Cela fait, on ajoute 1/3 de van de charbon ; on jette dessus, du côté de la tuyère, 45 kilogr. de minerai et l'on donne le vent.

Le plomb commence ordinairement à couler, au bout d'un quart d'heure. Les charges se succèdent de demi-heure en demi-heure, jusqu'à ce que l'on ait passé les 400 kilogr. que l'on doit traiter pendant la fonte. Cette quantité de minerai exige, ordinairement, neuf charges qui emploient en tout huit heures ; quand il ne reste pas assez de minerai, pour faire la dernière charge, on y ajoute les crasses que l'ouvrier, pendant le travail, fait sortir du fourneau par l'ouverture de la poitrine.

Pendant tout ce temps, le travail des ouvriers, qui est très-peu pénible, consiste à nettoyer la rigole afin de donner écoulement au plomb, qui ne peut qu'éprouver du déchet, en séjournant dans le fourneau ; à soulever sur la fin les matières avec un ringard introduit dans le fourneau par l'ouverture de la poitrine, et à dégager le fourneau en faisant tomber à terre une partie des crasses. Ce sont ces premières crasses que l'on ajoute quelquefois à la dernière charge en minerai.

Quand cette dernière charge se trouve suffisamment descendue, on soulève de nouveau les matières, à l'aide d'un ringard ; on dégage le fourneau, en faisant sortir à peu près une charge de crasses, que l'on rejette par-dessus avec 1/2 van de charbon, et l'on a, ainsi, la dixième et dernière charge de la fonte proprement dite.

Alors seulement, on commence à voir des mattes ; une partie s'écoule dans la chaudière, où les ouvriers prétendent qu'elle abandonne du plomb ; ce qui serait une suite de sa richesse en plomb, et du refroidissement qu'elle éprouve à la surface.

Une partie de la matte vient se figer sur la partie extérieure de la plaque du fond, on la rejette sur le fourneau, avec la palette, à mesure qu'elle paraît ; et comme elle est déjà un peu durcie, elle donne son plomb avec facilité.

On laisse la dixième charge descendre jusqu'à la hauteur de la tuyère, ce qui exige près de trois quarts d'heure ou une heure. L'un des ouvriers, armé d'un ringard, soulève alors les crasses, et les fait sortir du fourneau ; le deuxième avec sa palette, empêche qu'elles ne tombent dans la chaudière, et les fait tomber à terre ; le troisième ouvrier jette de l'eau dessus, ce qui développe une forte odeur d'hydrogène sulfuré.

La fonte étant alors terminée, on s'occupe du *ressuage*.

2592. Le ressuage consiste en une opération à peu près semblable à la précédente, mais dans laquelle on ne charge le fourneau, qu'avec les crasses qui se sont formées sur le bain de plomb, celles qui sont restées dans le fourneau, et les mattes qu'on a recueillies dans les

conduits. Comme la proportion relative des matières terreuses, s'est beaucoup accrue, par la séparation d'une quantité considérable de métal, le résidu demande une température plus élevée que celle qu'on avait employée d'abord. On obtient ce résultat, soit par l'échauffement primitif du fourneau, soit parce qu'on charge des matières déjà échauffées et mélangées de charbon ; soit enfin, par l'accélération du vent, quand on peut le faire.

Le fourneau dégagé et nettoyé, on y jette 1 van 1/4 de charbon, ce qui l'emplit, et on met par-dessus la moitié ou le tiers des crasses. On y jette aussi les écumes du plomb.

Quand la première charge est descendue convenablement, c'est-à-dire, à peu près au bout d'une demi-heure, on ajoute un demi-van de charbon; et par-dessus, le reste des crasses.

Toutes les charges suivantes, qui sont au nombre de 3 ou 4, se font à peu près de la même manière : l'ouvrier, avec son ringard, soulève les matières, dégage le bas du fourneau, en faisant sortir une partie des crasses que l'on a soin de refroidir avec de l'eau, pour les rejeter ensuite sur le fourneau avec les autres. On ajoute à chaque fois à peu près un demi-van de charbon et six conques de crasses, et bien que la proportion relative du charbon soit plus faible que dans la fonte, cependant, la température s'élève assez, par les raisons indiquées, pour fondre les mattes qui coulent plus abondamment.

On joint à la dernière charge, les crasses du bain de plomb recueillies pendant le ressuage, et on laisse descendre le tout, peu à peu, à mesure que le combustible se consume. A cette époque, les crasses appauvries deviennent plus difficiles à fondre, la température s'abaisse et les parois du fourneau se garnissent de culots, que les ouvriers enlèvent, soit au moyen du ringard et de la palette, soit même au moyen d'un long ciseau, qu'on frappe à coups de marteau. Les fragments détachés, sont extraits par l'ouverture de la poitrine ou par le haut du fourneau, quand ils sont trop volumineux. Les crasses qu'on recueille ainsi, sont mêlées de charbon et de globules de plomb ; elles forment du 5e au 6e de la quantité de minerai employé. On les passe au fourneau à manche, où elles rendent de 15 à 20 p. 100 d'un plomb plus pauvre en argent, quand le minerai est argentifère, que celui qui provient de la fonte, mais moins pauvre que celui que fournissent les crasses des fourneaux à réverbère.

Il est important d'observer que le travail de ce fourneau est très-facile, et qu'il réussit presque toujours bien : aussi n'est-il pas nécessaire, comme dans beaucoup d'autres opérations, de s'assujettir à une marche constamment uniforme.

Voici les produits ordinaires d'une fonte :

400 k. minerai grillé donnent 130 k. plomb par la fonte.
85 id. par le ressuage.

70 ou 80 k. de scories qui en proviennent, donnent au fourneau à manche. . . 15 id.

Total. . 230 id.

En consommant. . . . 75 à 80 k. charbon pour la fonte,
75 à 80 k. pour le ressuage.

C'est-à-dire que 100 parties de minerai cru, donnent environ 65 de métal, dont 61,5 provenant de la fonte et du ressuage, et 3,5 des crasses.

2593. En Angleterre, le travail au fourneau écossais ne s'opère pas, tout à fait, comme à Pezay.

Les avantages du procédé employé autrefois à Pezay et dont on vient de lire la description, sont fort douteux, quand il s'agit d'une exploitation régulière et considérable. Mais, ce procédé se prête facilement au traitement des matières plombeuses, que des circonstances quelconques peuvent forcer à traiter et qu'on possède en quantités trop faibles, pour couvrir les frais de constructions coûteuses, comme celles de tous les grands fourneaux en usage dans les autres méthodes.

Le procédé anglais consomme moins de combustible que celui de Pezay; sa marche est plus rapide, et au moyen de ces deux circonstances, il peut rivaliser avec les autres procédés. On y traite des minerais ordinaires grillés au fourneau à réverbère, ou bien des minerais non grillés, mais renfermant beaucoup de carbonate de plomb.

Lorsqu'on a achevé un fondage, une partie du minerai désignée sous le nom de *browse*, demeure dans un état de demi-réduction mêlée avec du coke et des scories. On trouve plus avantageux de la conserver pour commencer l'opération suivante, que d'y employer le minerai crû ou même grillé.

Pour mettre le fourneau en feu, on en remplit l'intérieur de tourbe moulée en briques, en ayant soin de ranger celles qui sont placées sur le devant, en forme de muraille. Pour augmenter la chaleur, on jette quelques pelletées de houille par-dessus la tourbe. Lorsque tout est convenablement embrâsé, on jette par-dessus, une certaine quantité de browse. En même temps, la plus grande partie des matières contenues dans le fourneau, est tirée sur la plaque de travail au moyen d'un large fourgon en fer; le rebut du minerai appelé scorie grise, et qu'un fondeur exercé distingue par son éclat qui est plus grand que celui du browse, est enlevé à la pelle et jeté à droite dans le coin extérieur du fourneau. On rejette alors dans le fourneau le browse resté sur la plaque de travail, en y ajoutant un peu de charbon, s'il est nécessaire. Si le browse n'est pas assez nettement séparé de la

scorie, on ajoute de la chaux, qui donne aux parties terreuses la propriété de se réunir en loupes ou balles. Ces loupes, qu'on appelle *grey-slag*, contiennent depuis un dixième jusqu'à un quinzième du plomb qui était renfermé dans le minerai. On les fond ensuite dans un fourneau à manche approprié à cet usage, pour en retirer le plomb.

Après avoir rejeté le browse dans le fourneau, on répand par-dessus quelques pelletées de minerai; mais avant de faire cette opération, et après avoir enlevé la scorie, on met devant la tuyère une demi-brique de tourbe, pour forcer le vent à se diviser et à parcourir tous les vides qui restent dans le fourneau. Cela fait, et après un intervalle de 10 à 15 minutes, les matières contenues dans le fourneau sont de nouveau amenées sur la plaque de travail, et la scorie est tirée et enlevée. On met alors un nouveau morceau de tourbe devant la tuyère, on ajoute de la chaux dans les proportions convenables, et on recharge de nouveau.

Le même travail répété pendant quatorze ou quinze heures, forme ce qu'on appelle une reprise; pendant ce temps, on obtient de 20 à 40 quintaux de plomb.

Par ce procédé, la partie la plus pure du plomb, ainsi que l'argent, sont séparés par liquation, pour ainsi dire, des matières avec lesquelles ils sont mêlés, sans que celles-ci entrent en fusion. La faible température employée dans le fourneau écossais est la principale cause de la pureté du plomb qu'il produit.

Dans ce procédé, le minerai rend 66 p. 100 de plomb de très-bonne qualité, et on passe 100 kilog. de minerai en quarante minutes. Les scories qui proviennent du traitement, ont besoin d'un fondage complet; elles sont passées au fourneau à manche, où elles rendent presque tout le plomb qu'elles retenaient.

TRAITEMENT DE LA GALÈNE AU FOURNEAU A MANCHE.

2595. Le fourneau à manche, représenté, fig. 10 et 11, pl. 50, est employé, comme le fourneau écossais, pour le traitement des galènes préalablement grillées. La différence qui existe entre ces deux fourneaux, réside essentiellement dans la température qni est plus élevée dans le fourneau à manche, ce qui permet d'y fondre des produits moins riches en plomb et beaucoup plus chargés de matières terreuses.

Nous ne reviendrons pas sur le grillage du minerai, car on l'opère de même dans les deux cas. Nous ne reviendrons pas non plus sur la théorie; car elle serait la même, si l'on passait des produits identiques dans les deux fourneaux. Il est à présumer, néanmoins, que la fusion plus rapide qui s'opère au fourneau à manche, exige que le minerai grillé soit moins riche en sulfate.

2595. Voici comme exemple de ce genre de traitement, le procédé

suivi à Villefort qui, à certains égards, est remarquable. Le minerai, fort riche en argent, y est lavé très-imparfaitement, afin de ne rien perdre. Les schlichs sont formés, à peu près, de 0,40 de galène, 0,10 de pyrite mêlée d'un peu de blende, et 0,30 de gangue terreuse. On passe à la fois, 650 kilogr. de schlich au four à réverbère, d'abord pour griller la matière et ensuite pour la fondre. La première époque du grillage dure sept heures; le schlich est chauffé au rouge et brassé de demi-heure en demi-heure. La seconde époque dure cinq heures; la chaleur y est plus élevée, afin d'attaquer les dernières portions des sulfures. Enfin, on pousse le feu vivement, pendant trois ou quatre heures, et quand la masse est en pleine fusion, on la coule sur l'aire de la fonderie, et on l'arrose d'eau pour la solidifier. La matière fondue présente la composition suivante :

Sulfure de plomb. . .	4,5	0.0
Sulfate de plomb. . .	19.0	11.0
Oxide de plomb. . .	51,0	61,5
Oxide de fer.	10,2	9,0
Oxide de zinc. . . .	1,4	1,0
Chaux et magnésie. .	2,4	3,2
Alumine.	0,5	0,5
Silice.	6,4	12,2
Sulfate de barite. . .	1,6	1,8
	97,0	100,0

C'est un mélange de sous-sulfate de plomb et de sous-silicates de plomb et de fer. Dans cette opération, on a évidemment pour objet, de se procurer un produit exempt de sulfure et de sulfate. C'est donc de l'époque de la fusion, que dépend tout le succès de l'opération. Exécutée trop tard, on consommerait beaucoup de combustible, et on aurait du sulfate en quantité considérable. Trop tôt, il resterait du sulfure. Mais entre ces deux limites, il peut se former une foule de mélanges, capables de laisser un résidu oxidé, en donnant beaucoup de plomb libre. M. Berthier propose, avec raison, de diriger l'opération vers ce but, qui aurait à la fois, l'avantage de séparer une quantité considérable de plomb, et de laisser un résidu exempt de sulfate.

On passe au fourneau à manche, ce schlich grillé. On obtient du plomb, fort peu de mattes, et une scorie qui renferme à peine du plomb.

Les mattes, fort riches en argent, contiennent :

Sulfure de fer. . . .	3
Sulfure de cuivre. . .	4
Sous-sulfure de plomb.	90
Sulf. de zinc et d'antim.	3
	100

Parmi les scories, il en est qui sont riches et qui ont besoin d'être repassées au fourneau à manche; elles sont formées de :

Silice	40,8
Oxide de plomb	8.8
Protoxide de fer	27,0
Chaux	10.0
Barite	7,6
Alumine	3,8
Magnésie	1,7
	99,7

Les scories communes ne contiennent pas plus de 3 pour 100 de plomb.

TRAITEMENT DE LA GALÈNE, PAR LE FER.

Le procédé général consiste à transformer le sulfure de plomb en plomb et en proto-sulfure de fer, par l'addition de matières très-ferrugineuses. Ce procédé se divise en deux, par la nature du combustible, et la forme des fourneaux.

2596. *Fourneaux droits.* L'emploi des fourneaux droits a été l'objet d'expériences bien faites, dans la fonderie de Tarnowitz. On a comparé le charbon de bois, la houille et le coke. Ce dernier combustible a fourni les résultats les plus avantageux et il a obtenu la préférence. Ces expériences, faites au moyen d'un haut-fourneau de 20 pieds de hauteur, furent exécutées sur une grande échelle et méritent, par conséquent, une grande attention. Nous ne rapporterons ici que les résultats relatifs au charbon de bois et au coke.

FONTE AU CHARBON DE BOIS	FONTE AVEC LE COKE
De 35,000 *kilogr. de minerai.*	*De* 35,000 *kilogr. de minerai.*
PRODUITS.	
17,649 kilo de plomb d'œuvre.	22.472 kilo. de plomb d'œuvre.
12.614 kilogr. de mattes, contenant, d'après l'essai, 4,134 kilogr. de plomb.	9.169 kilogr. de mattes, contenant, d'après l'essai, 1,590 kilogr. de plomb.
4,825 kilogr. de scories impures, débris de fourneaux, contenant 1,325 kilogr. de plomb.	5,777 kilog. de divers produits, contenant 650 kilogr. de plomb.
En tout, 23,118 kilogr. de plomb, dont 17,649 de la première fonte.	En tout, 24,670 kilo. de plomb d'œuvre, dont 22,472 de la première opération.
CONSOMMATION.	
109 mètres cubes de charbon de bois.	20 mètres cubes de coke.
5,088 kilo. de fonte de fer.	5,247 kilo. de fer.
360 heures de temps.	264 heures.

La chaleur plus forte, qui est produite par le coke, occasionne une descente plus rapide des charges, et en même temps une fluidité plus parfaite du laitier, d'où résulte une séparation bien plus prompte et plus complète du plomb métallique : aussi, la quantité de métal

obtenue immédiatement, est-elle plus considérable, tandis que celle des mattes est moindre dans la même proportion. Lorsque la matte ferrugineuse retient encore une quantité notable de plomb, c'est une preuve que l'opération n'a pas bien réussi. Depuis que la fonte au coke est pratiquée dans des fourneaux convenables, la matte est si pauvre qu'elle ne pourrait être fondue seule avec avantage, mais on l'ajoute dans la fonte des schlichs, qui contiennent bien moins de plomb que les minerais triés. La richesse de ces mattes est, terme moyen, de 2 p. 100 de plomb.

Le procédé de fonte actuellement en usage, varie selon l'état et la richesse du minerai. Pour les minerais triés, il consiste à les fondre au coke, avec addition de 12 à 14 p. 100 de fer en grenailles, de 12 de scories de forge, et 36 de scories pures provenant d'une fonte précédente.

Le fourneau à 4 1/2 pieds de hauteur, 18 pouces de largeur et 3 pieds de profondeur. La tuyère est placée à 15 pouces au dessus de la superficie du bassin d'avant-foyer; la sole, en brasque, a une pente de 20 pouces sur toute sa longueur.

Le chargement se compose de :

5300 kilogr. du minerai le plus pur.
650 kilogr. de fonte en grenaille.
636 kilogr. scories d'affinerie de fer.
1908 kilogr. scories d'une fusion précédente.

La consommation du coke est de 2,5 mètres cubes, et l'opération dure 16 ou 17 heures.

Les produits sont :

3710 kilogr. de plomb.
1272 kilogr. mattes composées pour la majeure partie de sulfure de fer, et tenant 1 ou 2 pour 100 de plomb. Elles sont rejetées.

240 kil. crasses, débris de fourneaux, écumages } à passer à la fonte
2915 kil. laitiers. . . . . } suivante, ou à part.

Le succès de ce traitement dépend de la rapidité de la fonte, et par conséquent, de l'élévation de température. Aussi, a-t-on soin que le vent soit bien fourni et que le courant d'air ne rencontre pas d'obstacle.

Le traitement des schlichs se conduit d'une manière analogue; seulement, en raison de leur impureté, ces matières exigent un traitement plus lent, qui a rendu quelques modifications nécessaires. On les fondait autrefois, dans des fourneaux de 6 mètres d'élévation semblables, d'ailleurs, au précédent; mais, par des expériences bien dirigées, on a reconnu que la hauteur la plus convenable était de 3,6 mètres. Le mélange se compose de :

Schlich.	5300 kilogr.
Fonte de fer en grenailles. . .	551
Scories d'affinerie.	1060

Produits des fontes du minerai pur.	crasses.	1800
	laitiers.	550
	mattes.	1900

L'addition de cette grande quantité de laitier a pour but de faciliter la fusion. L'opération dure 48 heures ; la fonte est conduite lentement, de manière que la tuyère demeure peu brillante, et le gueulard obscur. On consomme environ 4,5 mètres cubes de coke, et on obtient 2,226 kil. de plomb, une matte pauvre qui est rejetée, et des laitiers qui sont repassés dans les fontes suivantes.

2597. *Fourneau à réverbère.* Le traitement qui précède est considéré par les métallurgistes allemands, comme plus avantageux que celui qui a été pratiqué dans les fonderies de MM. de Blumenstein, au moyen du fourneau à réverbère et du fer. Le procédé est fort simple et très-expéditif : on place sur la sole d'un fourneau à réverbère, chauffé à la houille, 20 q. de minerai, et après quelques heures de feu, lorsque la matière est en fusion liquide, on ajoute 5 à 6 q. de vieux fer, par fractions. On brasse à mesure la matière, et bientôt le sulfure de fer produit, vient nager à la surface du bain, tandis que le plomb libre s'écoule dans un bassin intérieur. La fonte dure 15 ou 18 heures, et produit de 8 à 11 quintaux de plomb, et des mattes de sulfure qui sont rejetées. On se procure, par ce procédé, 100 quintaux de plomb en neuf ou dix jours, en consommant 184 quintaux de houille menue.

Ce procédé a été mis en pratique à Poullaouen. On y compose les charges de :

200 kilogr. minerai de Poullaouen,
80 id. terres rouges argentifères de Huelgoët,
20 id. fond de coupelle,
70 id. vieilles ferrailles.

On étend le mélange, sur la sole d'un four à réverbère, et on chauffe, jusqu'à fusion. On obtient du plomb, des mattes et des scories. Les mattes renferment :

Protosulfure de fer. . . .	91
Sulfure de plomb. . . .	9
	100

Les scories contiennent divers silicates, ainsi qu'on pouvait le prévoir. Voici leur analyse, due à M. Berthier, ainsi que la précédente :

	Scories compactes.	*Id.* cristallisées.
Silice.	29,5	35,6
Protoxide de fer. .	65,0	41,8
Oxide de zinc. . .	1,0	20,0
Oxide de plomb. .	2,5	0,4
Alumine. . . .	1,0	1,0
Chaux.	1,0	1,0
	100,0	99,8

Le peroxide de fer des terres rouges, qui passe à l'état de protoxide; l'oxide de plomb des fonds de coupelle, qui se convertit en métal; le fer, qui passe à l'état de sulfure; tels sont les agents de désulfuration, qui ramènent la galène à l'état métallique.

TRAITEMENT MIXTE DE LA GALÈNE.

2598. Le traitement de la galène par le fer, s'exécute principalement en Allemagne et dans le nord de l'Europe. Il est presque toujours appliqué à des minerais compliqués, c'est-à-dire, à des galènes argentifères, cuivreuses et souvent mélangées de blende. Cette circonstance rend le traitement long, parce qu'en général, on traite le minerai par fondages successifs, en mettant moins de fer qu'il n'en faut pour désulfurer le minerai. On retire ainsi du plomb et des mattes. Ces mattes sont reprises par le même procédé, et en poursuivant les fondages, on finit par concentrer le cuivre, au point d'avoir une véritable matte cuivreuse, qui se traite à part, pour cuivre noir, etc. Non-seulement, on emploie le fer comme désulfurant, mais encore, on grille les minerais et les mattes, en sorte que, dans ce procédé mixte, il se passe à la fois les phénomènes qui ont lieu dans le fourneau écossais, et ceux qui s'effectuent dans le traitement direct de la galène crue, par le fer.

Pour donner une idée nette de ces procédés, il suffira d'en examiner l'application, dans le cas d'un minerai cuivreux, et dans celui d'un minerai blendeux.

2599. A Holzappel, où l'on exploite un minerai cuivreux, on traite le minerai riche au four à réverbère; mais on passe au fourneau à manche le minerai le plus impur. Le grillage de ce minerai s'y fait entre trois murs; il est poussé, jusqu'à ce que la matière se ramollisse et s'agglutine. Le minerai grillé contient, d'après M. Berthier,

Silice.	7
Oxide de plomb. . .	36
Sulfate de plomb. . .	19
Oxide de fer. . . .	6
Oxide de zinc. . . .	27
Oxide de mangan. .	2
Sulfure de plomb. . .	3
	100

Il s'est donc formé des mélanges de sulfates et de silicates de diverses espèces avec des bases libres, en quantités variables. Le minerai renferme de la pyrite cuivreuse, et c'est par accident que la portion analysée s'en trouve exempte.

On fond le minerai grillé, au fourneau à manche, avec addition de scories de forges, qui servent de fondant, par la grande quantité de protoxide de fer qu'elles contiennent. On obtient une première matte, qui est refondue; ce nouveau fondage en produit une seconde, qui

l'est à son tour, et l'on concentre ainsi le cuivre dans une dernière matte, qui est traitée enfin, pour cuivre noir. Voici, d'après M. Berthier, la composition des mattes :

	Premières.	Secondes.
Sulfure de plomb.	72,4	56,7
— de cuivre.	23,5	33,7
— de fer.	3,6	5,2
— de zinc.	traces	3,4
	99,5	99,0

Les scories qu'on rejette, renferment peu de plomb : elles contiennent, d'après M. Berthier,

Silice.	23,0
Oxide de plomb.	2,0
— de cuivre.	1,0
Protoxide de fer.	27,0
Oxide de zinc.	29,0
— de mang.	8,0
Chaux.	4,2
Magnésie.	1,0
Alumine.	1,3
Soufre.	1,5
	100,0

Le plomb ne contient point de zinc, et l'on voit, d'après la composition des scories, que la portion de ce métal qui n'est pas volatilisée, passe à l'état de silicate.

2600. A Pontgibaud, le minerai consiste en une galène à moyennes facettes, renfermant une quantité très-variable d'argent. Elle est accompagnée de pyrite de fer, de mispickel, de blende, de sulfate de baryte et de quarz. Comme l'argent se trouve disséminé dans toutes les matières métalliques, le lavage est conduit de façon à les conserver toutes, en séparant seulement les matières terreuses. On obtient deux variétés de schlich, qui ont été analysées par M. Berthier, ainsi que tous les produits de l'usine de Pontgibaud. Voici leur composition :

	Schlich riche.	Schlich pauvre.
Galène.	50,0	30,0
Pyrite arsénicale.	21,0	30,9
Blende.	12,0	18,0
Sulfate de barite.	15,0	17,4
Quarz.	2,0	3,7
	100,0	100,0

L'extrême impureté de ces schlichs exigeait des soins particuliers dans l'exploitation. Les difficultés ont été vaincues, toutefois, grâces à l'habileté de M. Fournet, directeur de l'usine, qui a si bien étudié tout ce qui intéresse la métallurgie du plomb.

On grille d'abord le schlich au four à réverbère, en opérant sur 1000 kilogr. à la fois. Le grillage dure dix heures. Le schlich riche

se ramollit à la fin, et il s'en écoule même quelquefois, un peu de plomb; mais le schlich pauvre ne se ramollit pas du tout, et reste sous la forme d'une poudre d'un rouge sale. Les schlichs grillés se composent de :

	Schlich riche.	Schlich pauvre.
Oxide de plomb.	52,6	16,9
Sulfure de plomb.	8,0	12,1
Oxide de fer. . .	13,0	21,3
Oxide de zinc. .	9,0	21,6
Acide arsénique.	0,4	1,0
Sulfate de barite.	14,0	19,8
Silice.	3,0	6,2
	100,0	98,9

Pendant le grillage, il se dégage des vapeurs qui se condensent en poussières, dans les cheminées. Ce dépôt renferme :

Sulfate de plomb. . .	62
Oxide de plomb. . .	9
Acide arsénique. . .	2
Oxide de zinc. . . .	15
Oxide de fer et argile.	12
	100

C'est un mélange essentiellement formé de sulfate et d'arséniate de plomb.

Le minerai grillé est passé au fourneau à manche. Les lits de fusion se composent de :

Minerai riche grillé. .	62,0
Minerai pauvre grillé. .	3,4
Ferraille.	3,4
Scories calcaires. . .	6,2
Scories précédentes. .	25,0
	100,0

On obtient, par ce fondage, un plomb d'œuvre, qui, outre l'argent, renferme :

Arsenic.	1,0
Antimoine et soufre. .	0,1
Plomb.	98,9
	100,0

Il ne se forme pas de mattes. Les scories sont très-fusibles; elles renferment :

Silice.	20,0
Protoxide de fer. . .	37,9
Barite.	17,5
Chaux.	4,4
Alumine.	10,0
Sulfure de zinc. . .	10,2
	100,0

Ces scories sont remarquables par la présence de la blende. C'est là ce qui caractérise cette exploitation. La blende, en trop forte dose. produit des dérangements extraordinaires dans l'allure du fourneau, en ce qu'elle diminue la fusibilité des scories. Le mélange qui en résulte se fige des deux côtés du nez de la tuyère, et un peu au dessus. ce qui oblige à arracher ces masses, qu'on nomme *bonnets*, de temps en temps, car elles obstrueraient le fourneau.

Les bonnets renferment 24 centièmes de blende environ. Pendant le fondage, il se dégage d'épaisses vapeurs qui se condensent à la partie supérieure du fourneau, dans la cheminée, ou même dans les débris de coke non brûlé que renferme le fourneau. Tous ces produits contiennent du zinc et du plomb, tantôt à l'état de sulfates, d'arséniates, ou d'oxides, tantôt à l'état de sulfures, tantôt même à l'état de métal pulvérulent. C'est ce dernier cas qui se réalise dans les dépôts, qui se forment au milieu des débris de coke; dépôts, qui se produisent, avec assez d'abondance, pour qu'on soit forcé de les extraire du fourneau deux ou trois fois par semaine.

2601. C'est surtout à l'exploitation des minerais compliqués dont il vient d'être question, en dernier lieu, que s'appliquent des remarques importantes publiées par M. Berthier. Toutefois, les mêmes idées, au moins en ce qui touche le rôle des matières terreuses, trouvent leur application dans tous les procédés, si le lavage n'a pas ramené le minerai à l'état de galène presque pure.

M. Berthier considère successivement le rôle du quarz, du sulfate de barite, de la pyrite et de la blende, et résume, ainsi, le résultat de ses nombreuses expériences.

Le quarz demeure inerte dans le grillage opéré à une température basse; mais, si la chaleur s'élève au point de ramollir les produits, le quarz entre en combinaison, et il se forme divers silicates, et en particulier des silicates de plomb. Ainsi. dans le travail en grand, la présence de la silice peut déterminer la décomposition des sulfates de plomb. On conçoit donc que la silice bien maniée peut devenir un agent désulfurant. Car, par un grillage bien conduit, fait sous l'influence de cet agent, on peut détruire tous les sulfates et les remplacer par des sous silicates. Le silicate de plomb se réduira ensuite, si en même temps qu'on l'expose à l'action du charbon, il est soumis à celle d'une base énergique propre à déplacer l'oxide de plomb. C'est le rôle que joue souvent le protoxide de fer dans les fourneaux de fusion; la barite elle-même agit dans ce sens.

En effet, le sulfate de barite résiste généralement au grillage, mais pendant le fondage, ce corps exposé à la fois à l'influence de la silice et de divers agents désoxidants. produit du silicate de barite et perd tout son acide sulfurique. Dans certains cas, cet acide peut devenir. à son tour. un agent désulfurant, car il peut réagir sur le sulfure de plomb. et passer à l'état de gaz sulfureux en convertis-

sant son soufre au même état. Mais, si ces phénomènes ont lieu, en présence d'un excès de charbon, le soufre sera mis à nu, et tendra à augmenter la proportion des mattes. Ainsi le sulfate de barite pourra servir ou nuire, selon les circonstances.

En considérant toujours le rôle de la silice, on voit que la pyrite peut devenir un corps utile au traitement des minerais de plomb. Dans le grillage, en effet, cette matière passe à l'état d'oxide de fer, et fournit de l'acide sulfureux qui se dégage, ou de l'acide sulfurique qui s'unit au plomb. Sous ce dernier rapport, sa présence exerce un fâcheux effet. Mais, comme dans le fondage, l'oxide de fer s'empare de la silice et rend ainsi plus faible la réduction du plomb, on peut toujours, non-seulement se débarrasser du fer, mais encore s'en servir pour faciliter l'extraction du plomb. Au fait, la présence des pyrites finit par produire l'effet d'une addition de fer dans le fondage. En excès, la pyrite deviendrait fort nuisible; elle produirait trop d'oxide de fer, ce qui rendrait les scories capables de ronger les parois du fourneau, et ce qui déterminerait en outre, la formation de masses de fer réduit, ou *loups ferreux*, qui se figeant dans le fourneau, ne tarderaient pas à l'engorger.

S'il est assez facile de prévoir et de régler, jusqu'à un certain point, ce qui concerne les trois corps qui précèdent, il n'en est plus de même, en ce qui concerne la blende. Suivant qu'elle est grillée ou qu'elle ne l'est pas, cette substance produit des effets très-variés, et que les moindres causes modifient, d'une manière très-capricieuse. Le zinc contenu dans la blende ne reste jamais uni au plomb; il se volatilise toujours en partie, et le reste passe à l'état de silicate ou de sulfure. Le zinc volatilisé est quelquefois recueilli, mais le petit avantage qui en résulte ne compense pas les inconvénients que font éprouver les dispositions à donner au fourneau, pour rendre cette récolte praticable.

Quand le zinc passe dans les scories à l'état d'oxide, il tend à diminuer leur fusibilité; mais en l'associant à d'autres bases, on peut former des silicates bien fondants. Quand il reste, sous forme de sulfure, il peut encore se disséminer dans les scories, et l'examen des produits de l'usine de Pontgibaud le prouve d'une manière incontestable. Le sulfure de zinc n'y devient nuisible qu'à une dose élevée, et diminue à peine leur fusibilité, quand on ne force pas trop sa proportion.

OBSERVATIONS GÉNÉRALES.

2602. Nous terminerons cet examen, par une comparaison des divers procédés, sous le rapport de la consommation du combustible. MM. Coste et Perdonnet, qui se sont occupés de cette question et qui l'ont traitée d'une manière complète, ont rassemblé des documents qu'il suffira de reproduire ici, car ils sont réunis, sous la forme qui a été adoptée pour tous les métaux, dans le cours de cet ouvrage.

Pour extraire le plomb de 100 kilog. de schlich, on consomme :

			Calories.	Calories.
A Pesey. . .	Dans le four à réverbère. . .		336,495	378,090
	Dans le four à manche. . . .		41,595	
A Poullaouen.	1er procédé.	Dans le four à réverbère. .	412,330	492,700
		Dans le four à manche. .	80,370	
	2e procédé.	Dans le four à réverbère.		259,290
			Calories.	Calories.
En Carinthie .	Dans le four à réverbère, à Raibel.			868,866
	Dans d'autres usines.			575,910
A Holywell. .	Dans le four à réverbère. . .		300,080	?
	Dans le four à manche. . . .		?	
A Lea. . . .	Dans le four à réverbère. . .		300.000	?
	Dans le four à manche. . . .		?	

Pour 100 de plomb, on consomme :

			Calories.	Calories.
A Pesey. . .	Dans le four à réverbère. . .		480,707	540,128
	Dans le four à manche. . . .		59,421	
A Poullaouen.	1er procédé.	Dans le four à réverbère. .	792,942	947,500
		Dans le four à manche. .	154,558	
	2e procédé.	Dans le four à réverbère.		490,352
En Carinthie. .	Dans le four à réverbère, à Raibel.			1,295,800
	Dans d'autres usines.			863,866
A Holywell. .	Dans le four à réverbère. . .		428,571	?
	Dans le four à manche. . . .		?	
A Lea. . . .	Dans le four à réverbère. . .		454,545	?
	Dans le four à manche. . . .		?	

Pour 100 kilog. de schlich, on consomme :

		Calories.	Calories.
A Vialas et Villefort. . . .	Dans le four à réverbère de grillage.	714,100	1,031,550
	Dans le four à manche. . .	317,250	
A Tarnowitz.			88,830
A Vedrin.			239,700
Au Bleyberg (Roer).			192,042
		ou	292,575

Pour 100 kilog. de plomb produit, on consomme :

		Calories.	Calories.
A Vialas et Villefort. . . .	Dans le four de grillage. .	1,428,200	2,062,700
	Dans le four à manche. . .	634,500	
A Tarnowitz.			132,582
A Vedrin.			749,063
Au Bleyberg.			768,168
		ou	1,170,300

2603. Nous terminerons ce chapitre par le tableau de l'importation du plomb en France, pendant ces dernières années.

	Plomb		
	sulfuré (*alquifoux*).	Métal brut.	Battu, laminé.
1818	792,156 k.	5,147.777 k.	» »
1819	972.205	4.958.541	» »
1820	1,143,859	6,683.316	1,874
1821	1.146.654	5,462,967	4,922
1822	1,229,900	9,741,663	4.823
1823	734,983	7.396,968	5.271
1824	1,101,968	9,560,178	2,546
1825	1,380.040	9.573.140	» »
1826	1.003,949	11,102.642	94
1827	1,063,494	12,889,604	» »
1828	1,277,831	9.791,716	» »
1829	1,141.125	16.260.855	» »
1830	1.059,973	15,223,518	» »
1831	1,196,863	9,753,659	» »

CHAPITRE X.

Traitement des minerais de Mercure.

1° INTROD. *à l'histoire physique et géographique de l'Espagne*; par G. Bowles, pag. 59, trad. franç.

2° OBSERV. *sur ce qui se pratique aux mines d'Almaden en Espagne, pour en tirer le mercure, et sur le caractère des maladies de ceux qui y travaillent*; par M. de Jussieu. *Mém. de l'Acad. des sciences*, 1719, pag. 349.

3° SUR *les mines du Palatinat et de Deux-Ponts*; par MM. Mathieu et Schreiber. *Journal des mines*, n° 6 et 7.

4° NOTICE *des ouvrages qui traitent du mercure en général, de ses mines et des manufactures qui ont cette substance pour objet.* — *Journal des mines*, n° 17, pag. 57. Cette notice renferme la bibliographie raisonnée de tous les ouvrages qui présentent des documents originaux sur le mercure.

5° RAPPORT *sur les usines de mercure de Landsberg près d'Obermoschel*; par M. Schreiber. *Journal des mines*, n° 17, pag. 33.

6° NOTICE *sur la découverte du mercure coulant dans la mine d'Allemont, et sur la mine de mercure de Saint-Arey* (Isère); par M. Schreiber. *Journal des mines*, T. 9, pag. 431.

7° RAPPORT *sur quelques mines de mercure situées dans les nouveaux départements de la rive gauche du Rhin*; par M. Beurard. *Journal des mines*, T. 7, pag. 321.

8° DÉCOMPOSITION *du cinabre à Almaden*; par Proust. *Journal de physique*, T. 81, pag. 331.

9° NOTICE *statistique sur l'établissement de la mine de mercure d'Idria*; par M. Payssé. *Ann. de chimie*, T. 91, pag. 161 et 225.

2604. Le mercure est un métal fort remarquable, par son état liquide, à la température ordinaire, qui le rend spécialement propre à la construction des instruments de physique et de chimie. Aucun liquide connu ne pourrait le remplacer dans cette application si importante pour le progrès des sciences. Ce n'est point là, cependant, la cause de consommation la plus considérable pour le mercure. Ce métal est encore employé, pour mettre les glaces au tain, et surtout pour l'extraction de l'or et de l'argent de leurs mines. Ce dernier usage occasionne une consommation telle de mercure, que la majeure partie de ce métal y est consacrée.

Le mercure se retire toujours du sulfure natif de ce métal, connu sous le nom de *cinabre*. Les mines d'Almaden en Espagne, d'Idria en Carniole, sont les plus importantes. La Hongrie, la Transylvanie, le duché de Deux-Ponts, possèdent aussi des mines de mercure, mais elles ont bien moins d'intérêt. On en exploite depuis longtemps en Chine et au Japon; quoiqu'on n'en connaisse pas le produit, tout porte à croire qu'elles sont considérables. Enfin, il en existe une dans le Pérou, à Huancavelica.

Le cinabre se rencontre ordinairement dans le grès houiller, ou plutôt dans le grès rouge qui en fait partie. La célèbre mine d'Almaden appartient à ce terrain. Quelquefois, comme dans le duché de Deux-Ponts, le cinabre se trouve dans des porphyres subordonnés. On le rencontre aussi dans des schistes bitumineux subordonnés au calcaire, comme à Idria, et rarement dans le calcaire même.

Le cinabre qui se trouve dans le grès houiller est souvent accompagné d'argiles schisteuses et bitumineuses avec des empreintes de poisson ou de plantes. Le minerai est souvent accompagné de combustibles fossiles et même il est quelquefois intimement mêlé à de la houille.

Le cinabre est ordinairement accompagné de mercure natif d'amalgame d'argent et de chlorure de mercure; mais ces diverses substances sont de peu d'importance dans la plupart des cas. En Hongrie, toutefois, on cite un gisement de mercure natif assez remarquable.

Dans les mines de mercure, les travaux ne présentent de danger pour les ouvriers, qu'autant qu'ils négligent les soins de propreté. Jussieu a vu qu'à Almaden, les ouvriers libres conservaient leur santé jusqu'à un âge avancé, tandis que les forçats, privés des ressources nécessaires, ne pouvant changer de vêtements et étant obligés de prendre leurs repas dans la mine même, souffraient beaucoup de l'influence mercurielle. Ces malheureux étaient atteints d'enflures aux parotides, d'aphtes, de pustules, de salivation, et en général de symptômes mercuriels. Le grand air, la propreté et la plus légère médication guérissaient les individus sobres, mais les ouvriers intempérants succombaient toujours.

Paysse rapporte de son côté, que dans la mine d'Idria, les ouvriers

mineurs ne sont frappés d'accidents mercuriels que dans certains cas fort rares. On attribue ces accidents à la présence d'une quantité plus forte qu'à l'ordinaire, de mercure natif dans le minerai exploité.

2605. Le traitement métallurgique du mercure a pour base, comme on devait s'y attendre, la volatilité de ce métal. Ce métal s'extrait donc toujours, à l'aide de véritables appareils distillatoires. Pour mettre le mercure en liberté, on peut employer le fer ou la chaux; le fer forme du sulfure de fer; la chaux produit du sulfure de calcium et du sulfate de chaux; le mercure devient libre dans les deux cas.

On peut aussi procéder par un simple grillage; il se dégage du gaz sulfureux, et le mercure est mis en liberté.

Tous ces procédés sont employés; mais il est facile de voir que le dernier est le plus économique et qu'il mérite la préférence sur les deux autres, quand rien ne s'oppose à son application.

EXTRACTION DU MERCURE PAR LA CHAUX.

2606. Dans les mines du palatinat, on se sert de chaux pour décomposer le sulfure de mercure. Dès lors, rien ne s'oppose à l'emploi du fer ou de la fonte, pour la composition des appareils distillatoires. Les dispositions qu'on met en usage dans les usines à gaz, pour l'extraction du gaz de la houille, sont les meilleures à adopter pour ce genre d'appareil, qui devrait se composer de cylindres de fonte fermés aux deux bouts par des disques de fonte. L'un d'eux fixe porterait une allonge qui conduirait le mercure dans des récipients refroidis. L'autre disque mobile, servirait à charger et à décharger le mélange à décomposer.

Dans le duché de Deux-Ponts, on se sert de cornues disposées dans un fourneau de galère. Elles sont au nombre de trente ou cinquante dans le même fourneau.

Le minerai est partagé en deux variétés : le minerai riche et le minerai pauvre. Chaque cornue peut recevoir un mélange de quarante livres de minerai riche avec quinze ou dix-huit livres de chaux. La charge n'est plus la même pour le minerai pauvre; on met alors seulement quarante livres de minerai pauvre avec une quantité de chaux plus faible que dans le cas précédent. Dans tous les cas, on ne remplit la cornue qu'aux deux tiers.

A chaque cornue, est adapté un récipient en terre à moitié rempli d'eau. On lute les jointures avec de la terre.

On conduit le feu avec modération d'abord, puis on le pousse peu à peu, jusqu'au rouge, l'opération dure dix heures.

L'opération terminée, on délute les récipients et on les porte auprès d'une cuve, connue sous le nom de *cuve au noir*. Au dessus de cette cuve, se trouve un baquet dans lequel on vide les récipients. Le mercure reste dans le baquet, et l'eau s'écoule dans la cuve, entraînant une poussière noire, composée sans doute de mercure divisé et de

sulfure de mercure pulvérulent. Ce dépôt est connu sous le nom de *noir mercuriel.*

Ce dépôt noir est recueilli, mêlé avec de la chaux et soumis à une nouvelle distillation.

Le mercure débarrassé de la plus grande partie de ce dépôt noir, en retient encore un peu qui forme une pellicule plus ou moins épaisse à la surface. On s'en débarrasse, en projetant de la chaux en poudre sur le métal. Ce noir mercuriel desséché par la chaux, est mis à part et soumis à la distillation tous les huit jours.

Le mercure lavé à l'eau claire essuyé et séché, est mis en magasin.

Les distillations terminées, on retire le résidu des cornues et on le rejette. On fait treize opérations par semaine dans chaque fourneau.

Pour que le minerai soit exploitable, il faut que la teneur soit au moins de 1/600 en métal, ou de 0,00166. Les minerais exploités communément dans les usines de Deux-Ponts rendent 0,005 et souvent même 0,01.

Pour compléter ces renseignements, donnons quelques exemples de fabrication.

Dans les mines du Landsberg, le fourneau renferme quarante-quatre cornues qui ont trois pieds de longueur, y compris le col qui est d'un pied; elles ont quatorze pouces de diamètre au ventre. Elles reçoivent vingt quintaux de minerai et un ou deux quintaux de chaux. La distillation dure six heures. Le déchargement et le chargement durent deux heures. On fait donc trois distillations par jour, en consommant quinze quintaux de houille médiocre. On retire de ces trois distillations, un demi-quintal de mercure environ.

Ainsi, pour. . . . . . 100 kilog. mercure
On emploie. . . . . 12,000 kilog. minerai
Et 500 kilog. houille — 18,000,000 calories.

Dans les fourneaux du Landsberg, les cornues sont séparées par un intervalle d'un pied. Il est peut-être curieux de leur comparer ceux du Potzberg où les cornues se touchent. Ces fourneaux ne contiennent que trente cornues. On y traite 13 à 14 quintaux de minerai mêlé d'un quintal de chaux. On fait de même, trois distillations par jour qui consomment dix quintaux de charbon et produisent un demi-quintal de mercure. Le minerai est donc plus riche.

Pour. . . 100 kilog. mercure
On emploie 8000 kilog. minerai
Et 2000 k. houille — 12,000,000 calories.

La consommation ne change pas relativement au minerai; le changement apparent tient à la différence de richesse.

EXTRACTION DU MERCURE PAR GRILLAGE.

2607. Ce procédé remarquable par sa simplicité, sa rapide exécution et la grande quantité de minerai qu'il permet d'exploiter, doit

remplacer tous les autres et ne peut subir que des modifications légères. Il suffirait de le rendre continu, ce qui n'est pas impossible, pour le placer au rang des meilleurs procédés métallurgiques connus.

Ce procédé a été mis d'abord en usage à Almaden, où on l'emploie encore tel qu'il y fut établi. On l'a adopté à Idria, en y faisant des modifications avantageuses.

2608. *Traitement du mercure à Almaden.* La mine d'Almaden était déjà connue des Romains; elle fournissait alors environ dix milliers de cinabre brut qui était transporté à Rome pour y être employé comme couleur. On s'était servi à Almaden, jusques en 1645, de cornues de terre que l'on chargeait avec un mélange de minerai et de chaux. Juan Alonzo Bustamente proposa et fit adopter, à cette époque, un fourneau de son invention qui remplit son objet, d'une manière fort satisfaisante, et qui doit paraître fort remarquable pour le temps où il fut imaginé.

L'appareil d'Almaden se compose d'un fourneau, de douze files d'allonges en terre connues sous le nom d'*aludels*, et de deux chambres de condensation.

Le fourneau présente un foyer au niveau du sol, disposé pour y brûler des fagots ou des broussailles et muni d'une cheminée particulière qui reçoit une grande partie de la fumée.

Au dessus du foyer, se trouvent trois arceaux voûtés, qui servent de grille. Au moyen d'une porte latérale, on charge le minerai sur ces arceaux et on bouche la porte avec des briques. Une ouverture supérieure permet d'achever le chargement, jusqu'au sommet du fourneau; elle est fermée également pendant la distillation.

Un des flancs du fourneau s'appuie sur une terrasse à double inclinaison, dont les deux plans inclinés viennent se rejoindre dans une rigole moyenne, qui reçoit le mercure. C'est sur cette terrasse que sont disposées les files d'aludels aboutissant d'une part à des ouvertures pratiquées vers le haut du fourneau distillatoire et de l'autre à deux chambres de condensation. Le mercure se dépose en partie dans les aludels, et les dernières portions viennent se liquéfier dans les chambres. Toutefois, il paraît qu'on en perd toujours une partie, l'appareil condenseur n'offrant pas assez de surface.

Les chambres de condensation qui terminent les aludels sont munies d'une fenêtre par laquelle on y pénètre, de temps en temps, pour récolter le mercure. Pendant la fournée; ces fenêtres sont soigneusement lutées. Jussieu rapporte que les fumées qui s'échappent des chambres de condensation ne nuisent, ni à la végétation, ni aux habitants du voisinage. Elles doivent contenir néanmoins, de l'acide sulfureux, et de l'acide sulfurique et un peu de vapeur mercurielle. Payssé assure que les vapeurs des fourneaux d'Idria sont également sans danger; mais d'après sa propre relation, l'opinion des habitants serait tout à fait opposée à celle qu'il énonce lui-même. En général, ces sortes de questions sont bien difficiles à résoudre, et tout ce que

l'on peut assurer, c'est que les effets de ces vapeurs ne sont pas fortement délétères.

Le cinabre est grillé dans cet appareil. Le soufre s'y convertit en gaz sulfureux ; le mercure se volatilise.

Proust considère l'appareil d'Almaden, comme une cornue ; c'est, dit-il, une cornue ouverte par en bas, dans laquelle le fond est remplacé par le poids de l'atmosphère. Cette définition n'est pas exacte; car, en la supposant vraie, le minerai n'éprouverait pas le grillage dont il a besoin. Le véritable jeu de l'appareil d'Almaden repose sur le partage de la flamme, qui se dégage en partie par la cheminée particulière du foyer et qui se lance en partie au travers du minerai, gagne les aludels et les chambres de condensation. Il s'établit ainsi dans l'espace occupé par la charge, un tirage dans le sens des aludels qui entraîne la vapeur du mercure ; à mesure qu'elle se développe.

2609. Ceci conçu, les détails du procédé deviennent faciles à saisir.

Le fourneau d'Almaden est un cylindre de vingt-quatre pieds dans œuvre, sur quatre pieds de diamètre. Il y a neuf pieds du sol de la grille au sommet du fourneau. La charge est de 250 ou 300 quintaux de minerai. Celui-ci au sortir de la mine se subdivise en trois variétés, qui occupent des places particulières dans le fourneau.

La base du chargement est formée par de gros fragments de grès imprégné de cinabre, qui s'y trouve en trop faible quantité et trop disséminé, pour donner lieu à un triage utile. Ce sont les pierres solaires ou *soleras*, parce qu'en effet, elles reposent toujours sur la sole.

Au dessus des soleras, on dispose le minerai riche, qu'on nomme à Almaden *cinabrio métal*. On en met 25 quintaux.

Dans la disposition ordinaire du fourneau, les 25 quintaux de minerai riche forment la dose la plus forte que l'appareil puisse exploiter avec avantage. Si l'on en porte la dose à 35 quintaux, le tirage des aludels ne suffit plus pour débiter le mercure qui en provient. On a perdu en 1787, par une modification de cette nature faite à la marche du fourneau, la moitié du mercure qui se trouvait dans les dix quintaux de minerai riche ajouté en sus du chargement ordinaire. Il faut donc proportionner la section des aludels à la teneur du chargement.

Le chargement se termine avec des briques composées de menu minerai, de suie des aludels et d'un peu d'argile qui leur donne la consistance nécessaire.

A la partie supérieure et sur l'un des flancs du fourneau, se trouvent les douze arches, qui le mettent en communication avec les aludels. Chaque file a 65 ou 66 pieds de longueur et se compose de 44 aludels ; il y en a donc 528 pour le service de chaque fourneau. Ces aludels sont des allonges en terre cuite, renflées dans le milieu et

rentrant l'une dans l'autre. On en lute les jointures avec de la cendre délayée dans l'eau. Ce nombre immense de jointures, la nécessité où l'on est de démonter les aludels à chaque opération, pour en retirer le mercure; la casse fréquente de ces appareils, sont les inconvénients réels et graves du procédé de Bustamente.

On chauffe le fourneau avec des broussailles, qui fournissent une flamme abondante. L'opération dure quinze heures. Les soleras sont dépouillés de mercure, jusqu'au centre, quand le feu a été bien conduit. On laisse refroidir l'appareil pendant trois jours, et au bout de ce temps, on délute les aludels et on en retire le mercure. La rigole pratiquée au milieu de la terrasse, sert à réunir les portions du mercure qui s'échappent par les fissures ou par les transvasements et les transports.

Le mercure recueilli est encore souillé de suies qu'il est nécessaire d'en séparer exactement. On y parvient en versant le mercure sur le sol légèrement incliné d'une chambre destinée à cette purification. Les suies adhèrent au sol et le mercure s'écoule seul et pur dans une fosse. La poussière fuligineuse qui s'attache au sol est récoltée, pour passer à une nouvelle distillation.

Chaque fournée produit environ vingt-cinq ou trente quintaux de mercure. Quelquefois, elle parvient jusqu'à soixante quintaux, mais, en général, elle ne dépasse pas ce chiffre. Le rendement moyen du minerai d'Almaden est donc de 10 p. 100.

A Almaden, on emmagasine le mercure dans des peaux de mouton, que l'on suspend sur des vases en terre. Ces nouets bien serrés ne perdent pas le mercure.

2610. Outre le mercure qui se condense dans les aludels, on y trouve une suie abondante assez compliquée dans sa composition; Proust évalue à 40 livres environ la quantité de suie qui provient d'une fournée. Ce serait donc 1/500 du poids du minerai, au plus. Elle renferme :

Mercure très-divisé	66,0
Protochlorure de mercure. .	18,0
Cinabre.	1,0
Sulfate d'ammoniaque. . .	3.5
— de chaux.	1,0
Acide sulfurique libre. . . .	2,5
Noir de fumée.	5,0
Eau	2,5
	99,5

Proust, à qui cette analyse est due, s'en est servi pour discuter le procédé d'Almaden et les essais d'amélioration qui ont été tentés ou proposés.

Il pense d'abord que le chlorure de mercure, qui en fait partie, provient du minerai même. On sait en effet que le chlorure de mercure se rencontre dans les mines de ce métal. Comme les suies sont

rechargées, sans addition de matières propres à décomposer le chlorure. Proust suppose que le même chlorure reparaît à chaque distillation et qu'on a concentré ainsi, celui qui était contenu dans des masses énormes de minerai.

Cette opinion est contestable. Le chlorure de mercure peut se former dans l'opération même, au moyen des chlorures de potassium et de sodium contenus dans les cendres du combustible et de l'acide sulfurique qui prend naissance dans le grillage. Ce résultat peut même se réaliser de plusieurs manières ; nous n'indiquerons que la plus simple. Le mercure se trouvant en présence de l'acide sulfurique, peut se convertir en sulfate dans les aludels. Les cendres entraînées rencontrant de l'acide sulfurique, produisent des sulfates de potasse et de soude et abandonnent de l'acide hydrochlorique. Celui-ci trouve en passant dans les aludels le sulfate de mercure, qu'il convertit en chlorure, en mettant l'acide sulfurique en liberté.

Du reste, le remède indiqué par Proust est toujours celui qui convient, quelle que soit l'opinion qu'on adopte. Il conseille de mêler aux briques, auxquelles on incorpore ces suies, de la cendre ou de la chaux pour décomposer le protochlorure qu'elles contiennent.

L'acidité des suies écarte tout emploi des condenseurs en fonte, qu'on avait proposé de substituer aux aludels. Dans un essai de ce genre fait à Almaden, on avait conservé quelques tuyaux de terre dans le voisinage du fourneau, puis on avait conduit ceux-ci dans des tuyaux de fonte entourés d'eau. Le mercure se condensait très-bien, mais il se formait des encroûtements que Proust a examinés et qui prouvent, comme on devait s'y attendre, que la fonte était rapidement attaquée. Ces encroûtements renfermaient, en effet :

Sulfate de protoxide de fer. .	23,5
Alun.	14,5
Protochlorure de mercure. .	3.3
Cinabre.	6.3
Mercure.	44,0
Charbon.	4,8
Sulfate de chaux.	0.9
	97,5

L'alun résulte évidemment de l'action de l'acide sulfurique sur les tuyaux de terre, qui forme le sulfate d'alumine ; le sulfate de potasse provient des cendres entraînées par le courant d'air. Le sulfate de protoxide de fer résulte de l'action de l'acide sulfurique sur la fonte qui en serait bientôt percée de toutes parts.

2611. *Traitement du mercure à Idria.* On fait remonter à l'année 1497 la découverte de la mine d'Idria. L'exploitation en fut d'abord très irrégulière. Ce n'est guère qu'en 1575 que l'on s'y servit de cornues et de chaux pour décomposer le cinabre par la distillation *per descensum*. Les appareils mobiles étaient portés de place en place,

dans les forêts, et marchaient au moyen de la chaleur dégagée par la carbonisation du bois.

En 1655. on établit à Idria des fourneaux de galère analogues à ceux du Palatinat ; en 1750, on adopta l'appareil d'Almalden ; enfin, en 1794, on le remplaça par l'appareil actuellement en usage qui n'en est pourtant qu'une modification. La base du procédé consiste toujours en un grillage, mais la disposition des chauffes et le mode de condensation ont été complétement changés.

Le minerai d'Idria est trié d'abord dans la galerie même ; les minerais riches sont mis de côté par le mineur. Arrivés à la laverie, on classe les produits. Les minerais riches sont mis à part, pour être traités immédiatement. Les minerais menus sont débourbés, criblés et triés. Tout le minerai riche qu'on en sépare est mis à part.

Les minerais pauvres sont soumis au criblage dans des tamis de divers numéros de finesse. On bocarde les sables pauvres du criblage et on soumet les produits du bocard au lavage sur des tables, comme à l'ordinaire. La fragilité du cinabre porte quelque difficulté dans cette préparation mécanique. On s'attache à produire du gros sable, afin que le cinabre soit séparé sous forme de grains; car une fois pulvérisé, sa poussière formerait des boues très-difficiles à purifier.

On obtient, par ces diverses opérations, le minerai de mercure sous deux formes principales, le minerai gros et le minerai menu. Le minerai gros se subdivise en trois variétés :

1° Minerai en blocs volumineux, d'une teneur moyenne d'un pour cent. C'est le plus abondant.

2° Minerai riche et massif d'une teneur moyenne de 40 pour 100.

3° Minerai en éclats, provenant du cassage et du triage fait hors de la mine ; d'une richesse variable de 1 à 40 pour 100.

Le minerai menu se subdivise également en trois variétés.

1° Les fragments ou éclats provenant de la mine même; ils rendent 10 à 12 pour 100.

2° Les noyaux de minerai séparés par le criblage; ils rendent 32 pour 100.

3° Les schlichs, qui ne sont reçus par l'administration, qu'autant que les ouvriers les ont amenés à la teneur de 7 pour 100.

La disposition de ces divers minerais dans le fourneau, demande des précautions particulières. Le vaste appareil d'Idria se compose de deux fourneaux accolés, munis chacun de chambres de condensasion, qui reçoivent le mercure.

Chacun de ces fourneaux renferme un foyer *b*, disposé pour y brûler du bois et un cendrier placé au dessous. L'espace placé au dessus du foyer est divisé en trois étages par des voûtes percées d'ouvertures. L'étage supérieur est mis en communication avec les premières chambres de condensation placées de part et d'autre du fourneau, au

moyen de canaux inclinés. Les chambres communiquent entre elles par des ouvertures *f*, *g*, *h*, *i*, *j*, qui sont placées alternativement en haut et en bas, de manière à déterminer une circulation lente des vapeurs, au travers de ce vaste réfrigérant. De la chambre K, les fumées passent dans la chambre *l*, et s'échappent enfin dans l'atmosphère, par des cheminées qui les surmontent.

Le sol des chambres est incliné, de manière que le mercure puisse s'écouler dans des bassins de réception situés en dehors de chacune d'elles. C'est là qu'on le puise, pour le verser dans la rigole *n'*, *n*, *c*, qui le porte vers la chambre au mercure *o*. Le métal est reçu là, dans une cuve de porphyre, où on le puise pour l'emballer.

On charge les plus gros blocs sur la première voûte, en ménageant les passages convenables pour la flamme. Parmi ces blocs, les plus gros sont disposés à la partie inférieure, les plus petits, vers le haut, à peu près comme dans le chargement des fours à chaux.

Le seconde voûte est destinée aux minerais menus. Ceux-ci se placent dans des écuelles en terre cuite de dix pouces de diamètre sur cinq pouces de profondeur. Ces écuelles se superposent, en ayant soin de placer en bas celles qui renferment les fragments menus et les noyaux du criblage. Les écuelles qui contiennent le schlich se disposent vers le haut.

La troisième voûte est chargée toute entière avec des écuelles garnies de schlich. On place même des écuelles de schlich dans les conduits inclinés qui portent les fumées à la première chambre de distillation; elles n'y éprouvent pas toujours, il est vrai, une distillation complète.

Le chargement opéré et toutes les ouvertures fermées et lutées, on fait un feu vif alimenté par du bois de hêtre. On porte, peu à peu, la chaleur jusqu'au rouge cerise et on l'y maintient. L'opération dure dix à douze heures. Le tirage est vif, ce que la forme du fourneau explique aisément. Car, bien que les longs circuits qu'elle exécute dans les chambres de condensation, embarrassent la marche de la fumée, toutefois, la haute température qu'elle possède dans toute la hauteur du fourneau proprement dit, lui donne une impulsion qui se communique aux couches suivantes. Ce tirage rapide est nécessaire, pour amener dans le fourneau l'air qui doit griller le sulfure de mercure. Celui-ci est dégagé du minerai par la chaleur, sous forme de vapeurs qui sont converties, à mesure, en gaz sulfureux et en mercure métallique. Tous les produits de la combustion passent dans les chambres de condensation. Le mercure s'y dépose, en même temps que les suies mercurielles renfermant du cinabre et du mercure très-divisé. Le métal s'écoule dans les bassins de réception.

Le fourneau est abandonné à lui même, pendant cinq ou six jours. Quand il est refroidi, on le décharge, on le répare au besoin et on procède à une nouvelle opération. Chaque fourneau ne sert qu'une fois par semaine.

2612. Le ramonage des chambres de condensation est une opération très-pénible. Les ouvriers qui y sont employés passent deux heures à détacher des murailles, avec des balais, la poussière mercurielle qui s'y est condensée. Le contact de ce mercure très-divisé avec la peau ou le poumon, et l'absorption qui s'en fait par ces deux surfaces ne tardent pas à déterminer la salivation et plus tard les symptômes nerveux qui caractérisent les affections mercurielles. Plusieurs ouvriers d'Idria sont affectés du tremblement mercuriel.

Les habitants d'Idria perdent leurs dents de bonne heure, mais on croit que cette circonstance est indépendante de l'exploitation du mercure.

Chaque fourneau reçoit 250 ou 300 quintaux de minerai tant gros que menu ou en schlich. On ajoute à chaque chargement, une portion des crasses en magasin. La quantité varie beaucoup selon les circonstances. Elle est au moins de 3 à 4 quintaux et au plus de 15 quintaux. On consomme de 9 à 11 mètres cubes de bois de hètre.

Quatre fourneaux ou deux appareils doubles suffisent à une production annuelle de 5000 quintaux de mercure; le minerai rend moyennement 8 pour 100.

M. Héron de Villefosse donne le compte de l'année 1812, comme il suit :

Minerai employé.	56,686 quintaux.
Mercure obtenu.	4.832 id.
Bois de hêtre consommé . .	2,340 mètres cubes.

Ou bien encore

Mercure obtenu.	100 kilogr.
Minerai.	1173 id.

Bois consommé 0,968 m. c. = 435 k. = 1,305.000 calories.

Pour comparer ces nombres à ceux qui sont rapportés plus haut, concernant les usines du Palatinat, il ne faut pas considérer le mercure obtenu, mais bien le minerai lui-même. Les richesses sont trop différentes, pour que la comparaison puisse s'établir autrement. En partant de cette base, on trouve que la distillation de chaque kilogramme de minerai exige 1500 calories dans les usines du Palatinat et 1112 calories seulement à Idria.

Quoique l'économie soit considérable, elle n'est pourtant pas en rapport avec ce que promettait la bonne entente du procédé mis en œuvre à Idria. Mais, il faut considérer que l'imperfection du procédé distillatoire du Palatinat est en partie rachetée par la continuité de sa marche. Il n'est pas douteux que si le procédé d'Idria était continu. le combustible consommé se trouverait, par cela seul, réduit à la moitié ou au tiers de ce qu'exige un fourneau intermittent.

On ne voit pas ce qui peut s'opposer à la continuité de l'opération. Le grillage du sulfure de mercure est très-facile, puisqu'il se volatilise et vient chercher l'air qui lui est nécessaire. Il suffirait donc de don-

ner au fourneau la forme des fours à chaux continus, de charger les minerais gros en morceaux de grosseur convenable et de former avec les menus ou les schlichs des pelottes qu'on rendrait convenablement consistantes, par l'addition d'une matière argileuse. Il faudrait, il est vrai, multiplier les chambres de condensation, mais un seul fourneau pourrait disposer des chambres qui font le service des deux fourneaux accolés, et d'ailleurs en dirigeant les fumées dans un seul sens, on pourrait les faire passer par vingt-quatre chambres de condensation successives, ce qui devrait suffire à l'entière liquéfaction du mercure.

Avec des modifications dirigées dans ce sens, le système des fourneaux d'Idria peut être considéré comme étant le meilleur de tous.

2615. L'extraction du mercure présente, dans l'état actuel des choses, une liaison si intime avec celle de l'argent et de l'or, que l'on ne peut considérer sans intérêt la production annuelle de ce métal, si nécessaire à l'exploitation des métaux précieux.

On peut évaluer de la manière suivante les quantités de mercure extraites annuellement des mines de ce métal.

Almaden	25,000 à	32,000 quintaux.
Idria.	6,000	10,000
Hongrie . . . . . . / Transylvanie	700	700
Duché de Deux-Ponts. .	400	500
Palatinat.	180	200
Huanca vélica	3000	3000
	34,280	46,400

Parmi ces mines, celle de Huancavélica donne aujourd'hui un produit bien inférieur à sa richesse réelle. Les 3000 quintaux de mercure qu'on en retire, proviennent de travaux superficiels faits par des Indiens isolés, sur les affleurements des petits filons de la mine. L'exploitation régulière, abandonnée par suite de l'éboulement des travaux, sera reprise sans doute quelque jour, et alors le produit en mercure pourra égaler celui de la mine d'Idria. En effet, pendant plus d'un siècle, l'exploitation régulière a fourni de 4000 à 6000 quintaux, et souvent jusqu'à 10,000 quintaux.

La consommation de la France en mercure ou produits mercuriels varie peu. Ce métal y est employé à l'étamage des glaces, à la fabrication du cinabre, du vermillon, du sublimé corrosif et du calomel, au traitement des résidus et cendres d'orfèvres, enfin à la construction des appareils de physique et de chimie.

Voici le tableau des importations du mercure et des produits mercuriels :

Année.	Mercure.	Cinabre.	Vermillon.
1818	57,806	787	11,614
1819	55,909	»	5,161
1820	25,452	206	6,074
1821	15,921	515	6,650
1822	49,867	268	8,514
1823	74,580	210	4,780
1824	17,917	»	7,572
1825	72,305	»	6,408
1826	81,221	»	5,155
1827	88,526	»	6,612
1828	55,824	»	6,453
1829	80,503	»	5,554
1830	45,065	»	2,699
1831	46,675	»	1,999

L'importation du cinabre a cessé, depuis que l'on fabrique ce produit à Paris. Il en est de même de celle du vermillon qui tend à s'éteindre, parce qu'il existe des fabriques de vermillon à Paris, qui bientôt ne laisseront rien à désirer pour la qualité des produits. Les chlorures de mercure se font depuis plus longtemps encore en France, et ne laissent plus d'avantage à l'importation de ceux que la Hollande nous fournissait autrefois.

—

CHAPITRE XI.

Traitement des minerais d'argent.

Mémoire *sur environ trois millions de quintaux de mercure enfouis dans la vase d'une rivière du Pérou*; par Proust; *Journal de Physique*, T. 81, p. 404.

Faits *sur la docimastique des mines d'or et d'argent;* par Proust; *Journal de physique*, T. 81, pag. 409.

Essai politique *sur le royaume de la Nouvelle-Espagne;* par M. de Humboldt, T. 2, chap. 11, p. 479.

Tous les renseignements relatifs à la production et au mouvement des métaux précieux se trouvent réunis et discutés dans ce chapitre.

Notice *sur le traitement des minerais argentifères*; *Ann. des mines*, T. 6, pag. 619, série 1.

Méthode *d'amalgamation appliquée aux mattes de cuivre, à l'usine de Grosôrner;* par M. Manès. *Ann. des mines*, T. 9, pag 69, série 1.

Sur *le traitement métallurgique des alliages de cuivre et d'argent*. par M. Berthier; *Ann. des mines*, T. 11, pag. 81, série 1.

Sur *le cuivre gris de Ste-Marie-aux-Mines;* par M. Berthier; *Ann. des mines*, T. 11, pag. 121, série 1.

Notice *sur le traitement au coke des minerais d'argent, plomb et*

cuivre, à Freyberg; par M. Perdonnet; *Ann. des mines*, T. 2, pag. 239 et 301, série 2.

Description *d'une méthode nouvelle employée à Freyberg, pour séparer le cuivre de l'argent*; par M. Lesoinne; *Ann. des mines*, T. 3, pag. 15, série 2.

Analyse *des produits du traitement des minerais d'argent de Freyberg*; par M. Lampadius; *Ann. des mines*, T. 3. pag. 276, série 2.

Sur *les mines d'argent d'Arevalo, dans le district de Chico, au Mexique*; par M. Gerolt; *Ann. des mines*, T. 4, pag. 451, série 2.

Résultats *de divers essais entrepris dans le but de perfectionner les procédés métallurgiques employés en Saxe. Ann. des mines*, T. 6, pag. 311, série 2.

Sur *les procédés d'amalgamation appliqués aux minerais d'argent*; par M. Karsten. *Ann. des mines*, T. 7, pag. 97, série 2.

Description *abrégée du procédé d'amalgamation à Halsbrücke, près de Freyberg en Saxe*; par Maurice Muller; *Freyberg*, 1831.

Recherches *sur les phénomènes chimiques qui se passent dans l'amalgamation américaine*; par M. Boussingault; *Ann. de chimie et de physique*, T. 51, p. 337.

2614. L'argent se rencontre dans quelques-unes de ses mines à l'état natif; ce qui explique la connaissance de ce métal dans les temps les plus reculés de la civilisation. Dans les mines où l'argent se trouve sous forme de combinaison chimique, il suffit souvent pour l'extraire de soumettre le minerai à des calcinations répétées qui le débarrassent successivement des matières étrangères. On conçoit encore par cette circonstance que des essais routiniers aient pu conduire à un traitement de quelques minerais argentifères fort incorrect sans doute, mais néanmoins suffisant pour en retirer une partie de ce métal.

Parmi les exploitations qui fournissent de l'argent, il faut distinguer celles où son extraction est accessoire et celles où elle forme l'objet principal.

Les minerais qui fournissent accessoirement de l'argent, sont des sulfures de plomb argentifères ou des cuivres pyriteux argentifères, c'est-à-dire, des sulfures de plomb ou de cuivre renfermant des quantités trop faibles d'argent ou plutôt de sulfure d'argent, pour que le produit en argent suffise à la marche de l'usine. La mine est alors réputée mine de plomb ou de cuivre Quand la proportion d'argent augmente, la mine prend le nom de mine d'argent. On voit par là, combien il est difficile de distinguer les vraies mines d'argent, des mines de cuivre ou de plomb argentifères, autrement que par le rapport des produits entre les métaux qu'elles renferment.

Cette difficulté nous engage à réunir en un seul chapitre, l'exposé des méthodes très-variées qui sont appliquées au traitement des minerais quelconques, dans le but d'en retirer en définitive l'argent qui s'y trouve contenu, quelle qu'en soit la proportion.

2615. On rencontre dans la nature l'argent libre ou combiné. Les composés que forme ce métal sont même assez variés.

L'argent natif affecte diverses formes. Tantôt, il est cristallisé régulièrement en cubes ou en octaèdres; tantôt, il est en fibres contournées ou en dendrites; tantôt enfin, il se présente en masses ou grains très-variés de grosseur. On cite des masses de ce genre qui pesaient 25 kilog. et même 100 kilog.

Le sulfure d'argent, le sulfo-antimoniure d'argent l'antimoniure d'argent, le chlorure d'argent sont les principales espèces minérales qui, pures ou mélangées, forment l'objet des exploitations de ce métal.

Les mines d'argent se trouvent dans les terrains primitifs et ordinairement dans les fissures des roches micacées, amphiboliques, cornéennes. Les terrains secondaires présentent aussi des minerais d'argent, mais ce sont presque toujours des combinaisons et non de l'argent natif.

La France possède des mines d'argent. Nous citerons celle de Sainte-Marie-aux-Mines, dans les Vosges, qui est un filon de cuivre sulfuré gris argentifère; celle de Giromagny, qui en est voisine; celle d'Huelgoat, dont l'exploitation se fait depuis peu de temps; enfin, celle d'Allemont, dans le département de l'Isère, qui renferme divers minerais d'argent associés à des minerais de cobalt et de nickel très-variés.

Parmi les mines exploitées en Europe, nous citerons celles des environs de Freyberg, qui alimentent la belle usine dont nous donnerons la description plus loin. La Saxe possède en outre les mines d'Annaberg, de Johann-Georgenstadt, de Schneeberg en Misnie, et d'Andreasberg au Harz. Les trois dernières consistent principalement en sulfure de plomb argentifère.

L'une des mines les plus remarquables de l'Europe, est celle de Konsberg. en Norwège. Elle renferme principalement de l'argent natif, qui s'y est trouvé quelquefois en masses considérables.

L'Espagne a possédé des mines d'argent célèbres et connues des anciens; elle exploite encore celle de Guadalcanal.

La Sibérie présente des mines d'argent exploitées.

Les mines d'argent les plus productives du globe sont celles du Nouveau monde. On trouvera plus loin des détails circonstanciés sur leur nature, leur exploitation et leur production.

2616. Le traitement des minerais d'argent s'opère par divers procédés, qui pourtant se ramènent tous au même principe. On cherche à former avec l'argent et un métal convenable, un alliage fusible qui

puisse, en raison de sa densité, se séparer des gangues qui accompagnent l'argent.

On emploie ordinairement le mercure. Ce procédé constitue la méthode d'*amalgamation*. L'amalgame d'argent étant fusible à la température ordinaire, peut se rassembler, sans qu'il soit besoin de chauffer la masse; sa grande densité permet d'ailleurs de l'isoler par des lavages. L'amalgame obtenu est soumis ensuite à la distillation. L'argent reste et le mercure se volatilise. Malgré le haut prix du mercure, cette méthode est celle qui convient le mieux, pour l'exploitation des minerais pauvres.

Quelquefois on se sert de plomb. L'alliage de plomb et d'argent n'étant fusible qu'à une température élevée, il faut nécessairement chauffer le mélange de plomb et de minerai. L'alliage se produit, s'écoule et se rassemble. Le plomb chargé d'argent ainsi obtenu, est ensuite soumis à un affinage qui sépare le plomb sous forme d'oxide et qui laisse l'argent. Cette méthode ne peut convenir qu'à des minerais riches et principalement à ceux où l'argent natif domine.

On désigne sous le nom de *concentration*, une opération qui fait la base d'un troisième système d'exploitation. Elle a pour but, en effet, de concentrer, sous un petit volume l'argent contenu dans le minerai qu'il s'agit de traiter. Cette opération consiste en une fonte avec addition de pyrite de fer. Par la fusion, la pyrite s'ajoute aux sulfures métalliques contenus dans le minerai et constitue avec eux une matte dans laquelle tout l'argent se rassemble. Cette matte, séparée des scories, est ensuite soumise à un traitement ultérieur, qui a pour objet d'en séparer l'argent.

On va examiner successivement ces diverses méthodes.

Le procédé d'amalgamation se divise en deux classes; l'une comprend la méthode employée en Europe; l'autre celle qui est en usage dans les mines d'Amérique. Divers traitements mixtes que l'on a mis en usage, participent plus ou moins de ces deux méthodes principales que nous étudierons d'abord avec soin.

AMALGAMATION DE FREYBERG.

2617. L'usine d'amalgamation de Freyberg a fixé si souvent l'attention des métallurgistes et ses procédés sont si bien connus que l'on ne peut s'attendre à rencontrer ici aucune considération nouvelle. Nous nous attacherons à décrire exactement les méthodes qui y sont en usage et à faire ressortir les avantages ou les inconvénients qu'elles présentent comparativement à celle du Nouveau-Monde.

C'est au baron de Born qu'est due l'introduction de la méthode d'amalgamation en Europe. Pendant les années 1780 à 1786, il s'occupa d'expériences relatives à ce travail, et il parvint à l'établir en Hongrie. MM. Gellert et Charpentier fondèrent sur les mêmes principes, l'usine d'amalgamation de Halsbrücke, près de Freyberg. Ce bel établissement

commencé en 1787, fut terminé en 1790, et complétement incendié en 1792. On ne tarda point à le reconstruire, avec des modifications avantageuses.

Les opérations actuellement en usage à Freyberg, sont les suivantes :

1° Triage et mélange convenable des minerais.
2° Grillage de ce mélange avec addition de sel marin.
3° Criblage du minerai grillé.
4° Mouture du minerai tamisé.
5° Amalgamation.
6° Décantation de l'amalgame.
7° Filtration de l'amalgame.
8° Distillation de l'amalgame.
9° Fusion de l'argent.
10° Raffinage de l'argent.
11° Lavage des résidus.

Nous allons examiner successivement ces diverses opérations, tant sous le rapport pratique que sous le point de vue théorique.

2618. *Triage et mélange des minerais.* Les minerais que l'on traite à Freyberg par la méthode de l'amalgamation sont connus sous le nom de *minerais maigres ;* ils contiennent peu ou ne contiennent même pas de plomb. Ces minerais se distinguent en deux variétés, qui sont les minerais non pyriteux et les minerais mêlés de pyrite de fer. Les minerais qui renferment du plomb ou du cuivre sont exclus de cette méthode de traitement. Il est bien rare toutefois que le minerai exploité ne renferme pas un peu de cuivre.

La teneur la plus favorable à l'exploitation est de 240 gr. d'argent pour 100 kilog. de minerai. On sait par expérience, qu'une teneur plus forte laisse des résidus d'amalgamation trop riches et qu'une teneur plus faible et réduite, par exemple, à 160 g., occasionne des pertes, en ce que le produit est inférieur aux frais d'exploitation.

Le mélange doit contenir tout au plus 54 à 55 centièmes de pyrite. Comme les minerais pyriteux ne contiennent pas toujours autant de pyrite, il faut ordinairement y ajouter encore quelques centièmes de pyrite argentifère, pour obtenir cette proportion.

Selon les différentes méthodes de préparation qu'on donne aux minerais dans les laveries des mines, on les distingue en minerais de lavage et en minerais bocardés.

Les minerais de lavage sont bocardés convenablement dans les laveries avec de l'eau et lavés ensuite dans le patouillet ou la huche.

Les minerais de chaque mine, lavés et bocardés à part, sont mis en tas dans le magasin à minerais et notés dans un livre particulier appelé livre d'achat des minerais, avec la quantité d'argent que contient chaque tas.

Pour faire le mélange, on prend sur chaque tas, et dans les pro-

portions déjà mentionnées, la quantité nécessaire pour obtenir ordinairement un tas de 400 quintaux. On calcule la quantité qu'il faut prendre sur chaque espèce de minerai, pour obtenir de toute la masse un mélange qui contienne 0,0024 d'argent.

D'après M. Berthier, ce mélange, tout préparé, renferme :

Quarz, sulfate de barite, etc.	27,8
Carbonate de chaux. . . .	5,0
Id. de magnésie. . .	3,0
Id. de manganèse. .	4,2
Id. de fer.	4,5
Id. de cuivre. . . .	1,2
Id. de plomb. . . .	4,0
Bisulfure de fer.	28,5
Mispickel.	19,8
Argent.	0,2
	98,2

L'argent qui existe dans le minerai, s'y trouve, au moins en partie, à l'état de sulfure d'argent. La température élevée du grillage et la présence des pyrites le feraient d'ailleurs passer tout entier à cet état. Sous cette forme, l'amalgamation de l'argent ne s'effectuerait pas, au moins par le procédé que l'on emploie à Freyberg. Il faut que l'argent soit converti préalablement en chlorure, qui est réduit ensuite par le fer métallique, qu'on ajoute dans les tonnes d'amalgamation. Pour opérer la conversion de l'argent en chlorure d'argent, on mêle donc du sel marin au minerai destiné au grillage. De nombreux essais ont appris qu'à la dose de dix centièmes, le sel marin produisait les résultats les plus avantageux.

Pour que le sel se mêle exactement avec le minerai, on les passe tous deux ensemble à travers un crible. Ce mélange se fait dans les salles de préparation, au nombre de trois, au premier étage de l'atelier d'amalgamation. Au dessus de ces salles, il y a des magasins pour le sel.

Pour réduire en poudre le sel marin qui, en se collant, forme quelquefois des masses compactes, on a disposé des caisses en bois ayant un fond conique, qui passe à travers le plafond de la salle. Ce fond s'ouvre et se ferme au moyen d'une coulisse. Au dessus de ces caisses, on suspend un crible de fer, où l'on jette le sel et où l'on concasse les masses compactes qui s'y trouvent. On met dans chaque caisse une certaine quantité de sel qu'on a pesée d'abord; on la fait tomber ensuite dans la salle des mélanges sur le minerai qu'on y a étendu, et on l'étale au moyen d'un râteau. Au dessus de ce sel, on met encore une couche de minerai et ensuite une autre de sel. On continue ainsi, en mettant alternativement une couche de minerai et une autre de sel, jusqu'à ce que la quantité totale de minerai soit employée.

On passe ensuite le sel et le minerai ensemble, à travers la machine à cribler, et on divise le produit obtenu en tas coniques, de $4\frac{1}{2}$ quintaux, qu'on appelle tas de grillage.

2619. *Grillage.* Au dessous des salles de mélange, on a placé les fourneaux de grillage.

Ce sont des fourneaux à réverbère qui se composent principalement :

1° D'un foyer avec grille et cendrier ;

2° D'une sole, pour le grillage du minerai.

3° De chambres de condensation, à travers lesquelles passent les vapeurs, qui s'élèvent pendant le grillage, et où se précipite une partie du minerai réduite en poudre très-fine.

4° D'une cheminée par laquelle sortent les vapeurs.

Un tuyau de chargement, s'élève de la voûte de chacun des fourneaux de grillage, jusque dans la salle de mélange qui se trouve au dessus, où il se ferme par un couvercle.

La principale ouverture du fourneau de grillage est sur le devant; c'est par là, qu'on opère la manipulation du minerai, au moyen de longs instruments en fer qui, pour faciliter leur emploi, reposent sur un cylindre de fer, tournant sur son axe, et placé dans l'ouverture du fourneau même.

Les instruments qu'emploie l'ouvrier sont :

1° Le râteau ou râble de fer;

2° La pelle à remuer;

3° La cuiller d'essai.

Le chauffage se fait au charbon de terre.

Quand on veut commencer le grillage, l'ouvrier chargé de ce travail fait descendre sur la sole, de la salle de mélange, par le conduit décrit plus haut, le tas de minerai destiné au fourneau. On l'y étend bien également et l'on concasse les grumeaux de minerai qui se forment par l'action de la chaleur. D'abord, on a soin de faire un feu assez vif dans le foyer, afin que le minerai sèche et que le sel marin décrépite, tandis qu'un ouvrier remue la masse entière avec le râteau de fer : cette période s'appelle commencement du grillage.

Quand on voit que le minerai commence à s'enflammer, ce qui a lieu ordinairement au bout d'une heure, inflammation qui est due au soufre du sulfure de fer qu'il contient et qui le fait gonfler, on diminue le feu, et c'est alors que toute la masse se rougit d'elle-même et ressemble à un fluide; on dit alors que le minerai se soufre.

Pendant ce temps, il est nécessaire de remuer et de retourner continuellement le minerai, afin d'empêcher les grumeaux de se former. Alors s'opèrent les combinaisons : le soufre des pyrites s'oxide, il se forme de l'acide sulfureux et de l'acide sulfurique; ce dernier décompose le sel marin et forme du sulfate de soude ; le chlore du sel décomposé s'unit à l'argent et donne naissance à un chlorure de ce métal. Il se forme en outre de l'oxide et du sulfate de fer, de l'oxide et du sulfate de cuivre. Le minerai grillé contient en outre, des matières terreuses non altérées. La troisième et dernière période commence,

quand le minerai se refroidit à la surface et que l'odeur du gaz sulfureux diminue peu à peu.

Dans cette opération, la totalité ou au moins les 0.85 de l'argent contenu dans le minerai, se convertit en chlorure d'argent. Si l'on grillait le minerai sans addition de sel marin, la moitié de l'argent seulement se trouverait convertie en sulfate d'argent.

On chauffe de nouveau, en remuant souvent le minerai; il s'en dégage une vapeur verdâtre tirant sur le gris, qui a une odeur de chlore Si, en faisant l'essai, dans une cuiller de fer, on ne remarque plus d'odeur de soufre, mais bien celle du chlore, on en conclut que le grillage est terminé. Six heures suffisent pour griller convenablement un tas de minerai de $4\frac{1}{2}$ quintaux. Il est évident que moins le minerai grillé contient de grumeaux et plus sa couleur brune est uniforme, mieux il est grillé.

Le minerai encore tout rouge est tiré du fourneau au moyen d'un râble. On le charge sur une caisse en fer et on le décharge sur une place pavée faite exprès, où il se refroidit.

Les chambres de condensation se nettoient tous les cinq mois. On trouve alors au dessus de chaque fourneau de grillage, à peu près 5 quintaux de poussière fine de minerai qui donne par quintal 2 à 2 1/2 onces d'argent: ce dernier se grille de nouveau avec une quantité égale de minerai brut et 10 p. 100 de sel marin.

Les poussières et les cadmies qui se dégagent pendant le grillage renferment:

	Poussières.	Cadmies.
Minerai pulvérul. . .	90	5
Suie.	0	10
Arsenic.	9	0
Acide arsénieux. . .	0	85
Argent.	0,143	0,072
	99,143	100,072

Le grillage se fait sans interruption jour et nuit, et pour griller 100 quintaux de minerai, il faut de 48 à 50 quintaux de houille.

Dans l'atelier d'amalgamation, il y a quatorze fourneaux de grillage.

2620. *Criblage du minerai grillé.* Quelque soin qu'on ait apporté dans l'opération du grillage, on ne peut éviter la formation de quelques grumeaux de minerai qui ont échappé au grillage, il est nécessaire de les séparer du minerai fin et de les griller de nouveau.

A cet effet, le minerai grillé et refroidi est chargé dans des caisses et monté au moyen d'un baritel à main au troisième étage, où il y a deux claies mobiles renfermées dans une caisse commune. Le minerai est jeté sur des cribles assez larges, pour séparer les durillons ainsi que les débris de sole. Ces durillons se concassent au moyen d'un marteau et se grillent de nouveau avec un mélange de 2 p. 100 de sel marin.

Le minerai grillé et passé à travers la claie descend par des tuyaux au second étage sur les machines à cribler qui s'y trouvent. Ce sont de grandes caisses en bois dans lesquelles deux cribles en fil de fer se meuvent alternativement en sens contraire. Chacun de ces cribles est à deux compartiments, dont l'un est plus fin que l'autre; le minerai se trouve aussi divisé en minerai fin, en minerai moyen et minerai gros. Cette opération est très-nécessaire, parce que chaque sorte se laisse moudre avec plus de facilité séparément, et que le gros minerai qui n'est pas encore assez grillé, se grille de nouveau avec les durillons, en y ajoutant également 2 p. 100 de sel.

Sur 100 quintaux de minerai grillé, on obtient, en le faisant passer et cribler, à peu près 2 quintaux de gros minerai, 9 à 10 de moyen et de 87 à 88 quintaux de fin. Il faut huit heures pour cribler 100 quintaux de minerai. Il y a deux chambres à cribler, dont chacune a deux huches à tamis.

2621. *Mouture du minerai criblé.* Pour réduire le minerai en poudre aussi fine que possible, on le soumet à la dernière opération préparatoire, c'est-à-dire, à la mouture. Plus cette opération s'exécute avec exactitude, mieux le minerai se laisse amalgamer.

Les moulins qui se trouvent immédiatement au dessous des chambres à cribler, sont construits comme les moulins ordinaires à farine, à cette différence près, que les meules en sont de granite.

Quand on veut commencer la mouture, on fait descendre le minerai fin et le moyen séparément, par des tuyaux, dans les chambres du moulin, où ils tombent dans de grandes caisses, d'où on les fait passer à volonté sous les meules, qui les réduisent en farine très-fine; la farine de minerai qui ne passe pas par le blutoir se moud une seconde fois.

Il y a dans l'atelier d'amalgamation quatorze tournants, qui en seize heures préparent tous les jours, la farine nécessaire à l'amalgamation.

2622. *Amalgamation.* Avec le minerai fin, on remplit des caisses dont chacune peut contenir un quintal; elles se montent au second étage, au moyen d'un baritel à main. De là, elles sont transportées dans des chiens, jusqu'au grenier de remplage.

Dans ce grenier, se trouvent vingt caisses dont chacune peut contenir 10 quintaux de minerai. Immédiatement au dessous, est la salle d'amalgamation, où vingt tonnes de bois bien solidement cerclées en fer se meuvent horizontalement, autour de leur axe, au moyen d'une roue hydraulique. Chaque tonne a une bonde pour la remplir; cette bonde se ferme avec un bondon qui se visse fortement à la tonne avec un archet en fer. Chaque tonne pèse 14 quintaux. Toutes peuvent être mises en mouvement ou arrêtées par une pale, et chacune d'elles peut être arrêtée à part, en ôtant l'un des supports du tourillon, au moyen d'une vis. Chaque tonne, a dans le grenier au dessus de la salle

d'amalgamation, sa caisse à part, d'où le minerai y descend par un tuyau de cuir.

On met dans un tonneau pour chaque chargement,

10 quintaux de minerai moulu,
5 1/2 à 3 quintaux d'eau,
60 à 70 livres de petites plaques de fer forgé.

On y ajoute de l'eau, afin qu'elle se mêle à la farine, pour former une masse pâteuse qui donne au mercure le moyen de se répandre en tous sens. Il ne faut pas en ajouter trop ni trop peu, de peur que le mercure ne prenne sa direction vers le bord de la tonne, ce qui empêcherait la masse d'en être suffisamment pénétrée.

Les plaques de fer servent à décomposer le chlorure d'argent formé pendant le grillage; l'affinité du chlore pour le fer étant plus grande que pour l'argent, ce dernier passe à l'état métallique et s'unit au mercure.

Au dessus de chaque tonne, est adapté un vase en plomb pouvant contenir 3 quintaux d'eau. On les remplit au moyen d'un tuyau général, et l'on en fait d'abord couler dans la tonne, la quantité d'eau nécessaire.

Alors on passe au remplage du minerai. A cet effet, on place un entonnoir sur la tonne, et l'on y fait descendre par le canal de cuir, les 10 quintaux de minerai qui sont dans la caisse placée au dessus.

Cela fait, on ferme le tonneau que l'on met en mouvement pendant une heure, avant d'y introduire le mercure, afin que l'eau et le minerai se mêlent suffisamment l'un avec l'autre. On examine de temps en temps, si la masse a la consistance nécessaire et s'il faut y ajouter de l'eau ou du minerai.

Cette opération finie, on y ajoute le mercure. A côté de la salle d'amalgamation, se trouvent deux vases en fonte de fer, dont chacun contient 5 quintaux de mercure; de chaque vase sort un tuyau en fer passant entre deux rangées de tonnes. De ce tuyau, le mercure passe dans de plus petits pour être conduit dans les tonnes, au moyen d'un entonnoir. Chaque vase fournit le mercure à dix tonnes.

On ferme soigneusement la tonne avec le bondon, et on la met en mouvement de manière qu'elle tourne dix-huit à vingt fois par minute autour de son axe.

Il est nécessaire de voir, de temps en temps, si la masse a la consistance requise, parce que pendant l'opération, elle devient un peu liquide et qu'elle s'échauffe en général jusqu'à 40° ou 50°.

Le travail de l'amalgamation s'opère à la température ordinaire. On le rendrait plus rapide, en élevant artificiellement la température du mélange; mais des essais tentés dans cette direction, en 1827, ont fait voir qu'il en résultait une perte de mercure huit ou dix fois plus forte qu'à l'ordinaire. On sait en effet, que le mercure peut passer à l'état de protoxide par le concours de l'air humide et d'un

état de division très-grand, surtout quand la température est élevée. On a donc renoncé à tout changement dans ce sens.

Pendant que les tonneaux sont en mouvement, ce qui dure en tout de seize à dix-huit heures, s'opèrent les réactions chimiques; le chlorure d'argent est décomposé par le fer; l'argent réduit s'amalgame au mercure, en même temps que le cuivre contenu dans les minerais se combine également au mercure.

Les principaux produits formés pendant cette opération, sont le mercure combiné avec l'argent et les résidus proprement dits, qui ne sont autre chose qu'un mélange de masses terreuses, de chlorure de fer, de sulfate de soude, de sel marin, d'eau, etc. Pour reconnaître si ces résidus sont privés d'argent on procède à l'essai.

A cet effet, on puise avec une cuiller, dans le milieu de chaque tonne, une partie de la masse que l'on jette dans un plat profond, où on la délaie avec de l'eau. Les globules de l'amalgame se déposent et sont ensuite séparés des résidus avec le plus grand soin possible. On fait sécher ceux-ci, et l'essayeur de l'amalgamation les essaye pour voir quel est leur contenu d'argent. Quand il est de un pour 3500 ou 4000 de matière, on dit que l'amalgamation a réussi, et l'on procède à l'opération suivante.

On remplit les tonnes d'eau, afin que le mercure puisse se rassembler. On les fait tourner lentement pendant une heure, puis on les arrête, et l'on fait écouler l'amalgame au moyen d'un robinet de bois, dans un canal en cuir, qui se verse dans une rigole en bois. De cette rigole, on le fait couler par des tuyaux également en bois, dans la chambre d'amalgame.

L'amalgame liquide ainsi obtenu, renferme un grand excès de mercure qui peut en être séparé facilement. A cet effet, on le passe à travers des sacs en coutil suspendus au dessus d'une auge de pierre; le mercure s'écoule en très-grande partie, et il reste dans la poche de coutil un amalgame solide que l'on connaît sous le nom d'*amalgame sec*. L'argent s'est concentré dans ce dernier produit.

L'amalgame ainsi préparé, contient:

Mercure.	82,35
Argent et autres métaux. .	17,65
	100,00

Le mercure qui passe au travers du sac contenant encore de l'argent, est mis en réserve dans l'auge de pierre jusqu'à la prochaine amalgamation; alors, au moyen d'un baritel à main, on le fait monter jusqu'à la chambre à remplage du mercure, qui est tout près de la salle d'amalgamation.

Les résidus des tonnes, étant très-liquides, se retirent des tonnes au moyen d'une grande rigole, d'où ils coulent par des tuyaux dans les cuves à laver, qui sont immédiatement au dessous de la salle d'amalgamation. Le lavage de ces résidus, pour en obtenir le mer-

cure ou plutôt l'amalgame qui s'y trouve mécaniquement disséminé, se fait dans ces mêmes cuves.

Les boues que laissent ces lavages renferment, d'après M. Berthier,

Produits insolubles dans les acides.	44.6
Peroxide de fer.	38,0
Sulfate d'alumine et de chaux. .	1,8
Oxide de cuivre.	1,0
Oxide de plomb.	2,8
Sels solubles dans l'eau.	10,0
	98,2

Elles ne rendent à l'essai que 0,0002 d'argent, ce qui montre toute la perfection de la méthode employée.

La mouture préalable des minerais occasionne une dépense assez forte que l'on a cherché à éviter, en mettant à profit le mouvement qu'il est nécessaire d'imprimer aux tonnes d'amalgamation. On conçoit, en effet, que cette pulvérisation peut s'obtenir, en mettant des balles de fer dans les tonneaux et chargeant ceux-ci avec du minerai tamisé et grillé, comme à l'ordinaire. Des essais en grand peuvent seuls faire connaître les avantages et les inconvénients de cette modification, qui est du reste très-rationnelle.

2623. *Distillation de l'amalgame.* L'amalgame obtenu est soumis à la distillation dans la chambre distillatoire; cette chambre est voûtée. Cette opération laisse beaucoup à désirer. Elle se fait par une véritable distillation *per descensum*, par un procédé intermittent qui doit occasionner une perte de combustible et de main d'œuvre faciles à éviter. Cette distillation se fait sous de longues cloches de fonte de fer placées sur un trépied, du milieu duquel s'élève une tige en fer qui entre dans la cloche. Sur cette tige on place six plats à rebords de fer ou assiettes distillatoires, les uns au dessus des autres, dans lesquels on met l'amalgame. Le trépied est placé dans une cuve en fer qui repose sur une caisse de bois fort épaisse remplie d'eau.

Le foyer du fourneau consiste dans une plaque de fer, à travers laquelle passe le pot distillatoire; il descend jusqu'à la cuve remplie d'eau.

Le fourneau est rond et ouvert par le haut; il se ferme sur le devant avec une porte en fer.

Pour opérer la distillation, on place sur les plats une certaine quantité d'amalgame en boules, ordinairement 5 quint. pour un fourneau. Le plat inférieur est le plus grand, afin que, si quelques parties d'amalgame viennent à tomber, il puisse les recevoir.

Quand tout est placé, on descend, par le moyen d'une chaîne, la cloche distillatoire sur le trépied; on entoure cette cloche d'un anneau de fer, que l'on pose sur le fond du fourneau, afin qu'en procédant au chauffage, il ne tombe pas de combustible dans la caisse qui se trouve au dessous. Ensuite on chauffe le fourneau avec

de la tourbe; on ferme la porte enduite dans son intérieur de terre glaise, et l'on y met de la tourbe jusqu'à ce qu'il soit tout à fait rempli. La cloche distillatoire rougit et le mercure se volatilise. Ces vapeurs ne pouvant pas sortir de cette cloche, se condensent dans la caisse remplie d'eau. Le sifflement des gouttes tombantes de mercure ayant cessé, ce qui a lieu ordinairement au bout de sept à huit heures, l'opération est terminée.

Aussitôt que la cloche est refroidie, on la remonte: on ôte les plats chargés d'un résidu métallique poreux en forme de grappes; on retire la caisse de bois qui est sous le foyer, on en fait sortir l'eau, on nettoye le mercure au moyen d'une éponge, et on le verse dans l'auge de pierre de la chambre d'amalgame pour s'en servir à l'occasion.

Si la chaleur employée dans cette opération n'a pas été trop grande et que la cloche distillatoire ne se fende pas, la perte de mercure est peu de chose; elle est de 1 gros par quintal.

L'alliage qui provient de la distillation de l'amalgame, renferme

Argent.	69,00
Cuivre.	28,20
Plomb.	0,73
Nickel.	0,54
Arsenic.	0,40
Antimoine.	0,30
Mercure.	0,20
	99,17

La proportion de cuivre n'est pas constante dans cet alliage, et l'on observe que celui qui provient de l'amalgame qui s'écoule immédiatement des tonnes est moins cuivreux que celui qui provient du lavage des boues. Voici leur analyse :

	Alliage de l'amalgame des tonneaux.	Alliage de l'amalgame des boues.
Argent. . .	83	33
Cuivre. . .	17	67
	100	100

100 quintaux d'amalgame donnent, terme moyen, 14 à 15 quintaux de métal. On appelle métal, l'argent mêlé de cuivre, etc., extrait de cette manière.

Pour distiller 5 quintaux d'amalgame, on emploie 70 pieds cubes de tourbe et 14 pieds cubes de charbon de bois.

On sait, par expérience, que la même cloche peut servir en moyenne, à deux cent trente opérations.

2624. *Fonte du métal d'amalgamation.* L'argent resté sur les plats distillatoires ne possède pas une richesse uniforme; pour en faire une épreuve exacte, on est dans l'usage de fondre ces masses dans de grands creusets de plombagine, et toujours deux quintaux à la fois. De ces creusets, on verse le métal dans des poêles rondes en

fer, contenant chacune 20 ou 25 livres : en même temps, on granule dans l'eau, une petite quantité de cet argent.

L'essayeur d'amalgamation fait plusieurs essais de ces granules, à la coupelle, pour savoir combien cet argent fondu contient d'argent fin par marc ; ordinairement, on compte sur 60 ou 75 pour 100.

L'argent coulé en lingots, se nettoye au moyen d'une brosse en fil d'archal, et passe à la monnaie de Dresde.

Jusqu'en 1826, le métal obtenu de cette manière était raffiné avec le plomb d'œuvre ; et l'argent du premier affinage, se raffinait encore une fois sur des coupelles, jusqu'à ce qu'on eût obtenu une teneur en argent de 0,985.

En 1827, on essaya de décuivrer l'argent d'amalgamation, au moyen de l'acide sulfurique, en le faisant rougir d'abord dans un fourneau à réverbère, pour en oxider le cuivre, et faisant digérer le métal rougi avec de l'acide sulfurique délayé dans une chaudière de plomb, à une température de 50 à 60° R. On le fondait ensuite dans des creusets pour le lingoter, comme à l'ordinaire. Il contenait 0,970 d'argent fin. Ce procédé sera étudié dans un autre chapitre.

Les résultats qu'on en obtenait étaient avantageux ; néanmoins on abandonna cette méthode, et l'on s'en tient jusqu'à présent à la fonte, trois fois répétée, de l'argent d'amalgamation rougi au préalable, au contact de l'air. Dans cette opération, une partie des substances accessoires est oxidée et séparée en scories. L'argent cuivreux obtenu de cette manière, ne contient que 0,750 d'argent fin ; mais, comme il peut être employé à la monnaie comme métal d'alliage, il se paie par conséquent un peu plus.

L'atelier d'amalgamation de Halsbrucke rapporte par an, à peu près 150 quintaux d'argent de 60,000 quintaux de minerai.

Les fourneaux employés à la fonte de l'argent brut, sont munis de chambres de condensation, dans lesquelles on retrouve des poussières métalliques qui contiennent.

Charbon.	41,32
Cendres.	29,20
Argent.	18,10
Acide arsénieux. .	2,45
Oxide d'antimoine.	2,00
Oxide de plomb. .	1,12
Oxide de cuivre. .	1,00
Mercure.	1,70
Sels alcalins. . .	1,75
	98,64

2625. *Lavage des résidus.* On lave les résidus pour en retirer de petites parcelles d'amalgame argentifère et cuivreux qui s'y trouvent encore. Pour cela, on retire la masse des tonnes, on la met dans les cuves à laver et on la délaie avec de l'eau, de manière que les particules d'amalgame tombent au fond. Pour en accélérer la chute, on remue constamment la masse avec un râteau en fer. Pour savoir si la

partie supérieure du dépôt est entièrement privée de mercure, on a pourvu chaque cuve de trous fermés par des broches en bois. Après un mouvement de quelques heures, on tire la broche supérieure, et l'on fait sortir une partie de ces résidus, pour en faire l'essai. Si on ne remarque plus de globules de mercure, on tire la partie supérieure des résidus, jusqu'à cette première broche. Ensuite on ouvre la seconde, et l'on procède de la même manière jusqu'à la dernière, et l'amalgame, ordinairement très-cuivreux, reste au fond de la cuve; on le retire tous les mois. Il contient 88 centièmes de cuivre, et 7 ou 9 centièmes d'argent. Ce résultat moyen du travail en grand, montre que l'analyse citée plus haut a été faite sur un alliage plus riche que la moyenne. On le traite comme l'amalgame ordinaire.

L'eau d'amalgamation, qui renferme tous les sels solubles produits dans le grillage ou l'amalgamation proprement dite, se compose de

Sulfate de soude.	6,9
Sel marin.	1,9
Chlorure de magnésium. .	0,9
— de manganèse. . .	3,6
Eau.	86,7
	100,0

Cette liqueur, examinée par M. Berthier, avait sans doute été dépouillée des sels de fer, par l'action de l'air; car dans les liqueurs récemment extraites, on trouve beaucoup de chlorure de fer, comme on pouvait s'y attendre.

Cette prétendue lessive consiste donc en une solution de sulfate de soude, de chlorure de fer et de quelques centièmes de sel marin. On la fait évaporer dans des chaudières en plomb établies dans l'atelier d'évaporation qui est tout près de celui d'amalgamation, pour en retirer du sel de Glauber. Ce sel se vend dans le commerce, sous le nom de sel d'amalgamation (quicksalz), soit pour les verreries, soit pour la fabrication de la soude. On fait évaporer 214 quintaux de cette lessive, jusqu'à 107 quintaux. On clarifie et on obtient par la cristallisation 6 quintaux de sel d'amalgamation.

Les eaux-mères sont saturées en été avec de la chaux vive, qui produit du sulfate de chaux, qui se précipite avec l'oxide de fer, de telle sorte que la liqueur entière passe à l'état d'une bouillie épaisse. Cette masse est séchée au grand air, sur des places pavées, puis pulvérisée et tamisée. Elle se vend sous le nom de sel d'engrais de Halsbrücke, pour les besoins de l'agriculture. L'usine en livre annuellement plus de 3000 quintaux.

Pour compléter cet exposé, il resterait à donner ici, un tableau du mouvement et des dépenses de l'usine; mais nous préférons le placer plus loin, afin de le comparer aux documents de même espèce relatifs aux autres procédés.

AMALGAMATION AMÉRICAINE.

2626. La masse de l'argent qui s'extrait des usines de l'Europe est si faible, comparativement à celle que l'on retire des mines de l'Amérique, qu'on a toujours regardé la méthode américaine comme digne au plus haut degré de l'attention des métallurgistes. Malheureusement, des données trop vagues ou même inexactes ont induit longtemps en erreur ceux qui ont voulu en pénétrer le mystère. Il n'en est plus ainsi maintenant. Des relations dignes de confiance et des expériences précises ont fixé l'opinion sur le mérite d'une méthode qui a versé dans le commerce des monceaux d'argent.

L'amalgamation américaine n'était pas connue avant la conquête de l'Amérique. Elle fut découverte en 1561, par Hernando de Velasco, qui l'introduisit au Pérou. Peu de temps après, on proposa deux modifications qui n'ont pas été généralement adoptées. L'une consiste à introduire du fer dans la masse à amalgamer, ainsi qu'on l'a fait longtemps après à Freyberg ; l'autre a pour but d'accélérer l'opération, en amalgamant à chaud. La première modification tend à économiser le mercure ; la seconde en accroîtrait la consommation. Elles seront appréciées plus loin l'une et l'autre.

Avant le voyage de M. de Humboldt, on croyait en Europe, que le procédé dû à la persévérance du baron de Born, et dont la conception et l'exécution annoncent une si rare habileté, devait un jour remplacer la méthode en usage en Amérique.

Il n'en a point été ainsi, cependant, et l'inverse pourrait bien au contraire se réaliser. Il y a tendance, en effet, à transporter aujourd'hui en Europe, la méthode américaine, tandis que tous les efforts pour acclimater en Amérique le procédé européen ont été superflus.

En Amérique, le procédé d'amalgamation s'applique à des minerais plus pauvres que ceux de Freyberg. Les mines sont généralement situées à une grande hauteur ; elles manquent de moyens faciles de communication avec les pays voisins; enfin, le combustible n'y arrive qu'à grands frais. Il fallait, pour de telles localités, une méthode qui permit l'extraction de l'argent partout où un mulet chargé de mercure pouvait arriver. C'est ce problème difficile que les amalgameurs américains ont résolu, à force de patience et d'expérience. Ce n'est point une méthode *à priori* qu'ils ont imaginée, c'est une méthode routinière, dont la théorie n'a pu être saisie que dans ces derniers temps, avec le secours de la chimie la plus délicate. Mais cette méthode routinière suffit dans la plupart des cas, pour une exploitation presque irréprochable des minerais, et si quelquefois elle est en défaut, il faut en accuser le peu de sagacité de ceux qui la pratiquent, bien plus que la méthode en elle-même.

M. Boussingault nous en a donné une description qui diffère, par

quelques détails importants, de celles déjà publiées par d'autres voyageurs moins versés que lui dans la pratique des arts métallurgiques.

2627. Voici le résumé de cette description.

Les minerais destinés à l'amalgamation sont bocardés à sec, sans lavage préalable ; on les broie ensuite avec de l'eau dans une machine appelée *arrastre*, jusqu'à ce qu'ils soient réduits à un grand degré de finesse, cette condition est indispensable. L'arrastre consiste en un massif cylindrique de maçonnerie, d'un pied à 18 pouces de hauteur sur 12 pieds de diamètre. Ce massif est entouré de douves dont la longueur excède d'environ un pied la hauteur de la maçonnerie, de manière à former un baquet d'un très-grand diamètre et d'une très-petite profondeur. Le fond de ce baquet est pavé en pierres dures. Au centre, s'élève un arbre vertical qui repose et peut tourner sur un dez de fer enchâssé dans le sol. A deux pieds du baquet, cet arbre est traversé par deux pièces de bois qui se croisent à angle droit et qui forment ainsi quatre bras, dont chacun traîne un gros bloc de pierre fixé par des courroies. Ces pierres sont disposées de telle manière, que chaque point de la surface du fond du baquet se trouve successivement soumis à leur action.

Ce procédé de broyage est exactement semblable à celui dont les Anglais font usage, pour les matières employées dans la fabrication de leurs poteries fines. Il existe depuis trois ans, un appareil du même genre à la manufacture de Sèvres.

Le minerai bocardé est mis dans les arrastres avec de l'eau ; le broyage de 6 à 8 quintaux dure vingt-quatre heures ; l'ouvrier qui surveille cette opération, mouille de temps à autre, le minerai, pour lui conserver le degré de fluidité convenable, qui est celui d'une boue très-liquide. Le broyage terminé, on l'enlève de l'arrastre et on le dépose dans un endroit disposé de manière à en favoriser la dessiccation. Lorsque les boues métalliques ont acquis une consistance convenable, elles sont livrées au travail du *patio*.

Le patio est une cour dont le sol pavé en dalles est légèrement incliné afin de permettre l'écoulement des eaux pluviales.

Lorsque les boues métalliques doivent être pétries par des hommes, on en forme des tas (montones) de 15 à 20 quintaux. Si ce sont des chevaux qui doivent faire ce travail, on dispose des tourtes (tortas), qui renferment depuis 800 jusqu'à 1200 quintaux de minerai. Le minerai déposé dans le patio est prêt à recevoir le sel, le magistral et le mercure, ingrédiens qui doivent être ajoutés successivement.

La dose de sel marin varie de 1 à 5 pour 100, selon la pureté du sel et la nature du minerai. On saupoudre la surface de la tourte avec le sel, et l'on fait piétiner la masse par des chevaux pendant six à huit heures, afin d'opérer un mélange complet. La tourte, après qu'elle a reçu le sel, est abandonnée à elle-même pendant plusieurs jours :

on ajoute alors le magistral et le mercure. Le choix d'un bon magistral est un point fort important dans l'amalgamation; on le prépare ordinairement en grillant dans un fourneau de la pyrite de cuivre en poudre. Lorsque celle-ci est bien allumée, on ferme toutes les issues et on laisse refroidir jusqu'au lendemain. M. Boussingault a reconnu par l'analyse, dans un bon magistral, dix centièmes de sulfate de cuivre. Quand on ne peut pas se procurer de la pyrite de cuivre, on brûle des pyrites de fer mêlées de cuivre métallique ou d'un minerai quelconque de cuivre. Enfin, il est telle localité où l'on est réduit à préparer le magistral avec des pyrites de fer. On obtient dans ce cas un produit de mauvaise qualité et qui doit être employé à dose beaucoup plus forte que le magistral cuivreux. D'après M. Boussingault, il paraît qu'il est partout admis aujourd'hui que pour obtenir un succès complet dans l'amalgamation, il faut employer un magistral suffisamment riche en sulfate de cuivre. Il ajoute que dans certains établissements, où l'on ne pouvait se procurer des matières cuivreuses, on a préféré tirer directement d'Europe le sulfate de cuivre lui-même.

La proportion de magistral varie de demi-livre à une livre par quintal de minerai. Lorsque le magistral est ajouté, on fait agir les chevaux, afin de le répartir dans la masse, et ensuite on procède à l'incorporation du mercure.

La dose de mercure est en rapport avec l'argent que le minerai renferme; il en faut un poids sextuple de celui de l'argent à extraire. Le mercure se divise en trois lots qu'on introduit à trois différentes époques de l'opération. Après l'addition du premier lot, on fait travailler les chevaux pendant six heures, pour diviser autant que possible le mercure et le magistral dans la masse à amalgamer. Le jour suivant, l'amalgameur examine le minerai; il en lave un essai à l'augette, afin de reconnaître l'aspect du mercure. C'est par cet examen, qu'il juge si l'opération marche bien. La surface du mercure est légèrement grise et comme matte, ce métal peut se réunir aisément en un seul globule, quand l'incorporation a été bien faite. Au contraire, le mercure est trop divisé, d'une couleur gris foncé, salissant l'eau sous laquelle on le frotte, quand il y a trop de magistral; il faut alors ajouter de la chaux vive. Dans le cas contraire, on ajoute du magistral.

Ce premier lot de mercure se change en 10, 15 ou 20 jours au plus tard, en limadura, amalgame d'argent presque solide, brillant et tellement divisé qu'on pourrait le prendre pour de la limaille d'argent, on ajoute alors le deuxième tiers du mercure, et on procède à une trituration, après laquelle, la masse est laissée en repos pendant plusieurs jours; ensuite on la triture de nouveau. Lorsque la température de l'air se soutient au dessus de 20° c., il suffit de huit jours et de deux ou trois triturations, pour que le nouveau mercure soit changé en amalgame presque solide.

Lorsque l'amalgamation paraît terminée, ce qui quelquefois n'a lieu qu'après deux et même trois mois, on ajoute le troisième lot de mercure et l'on fait travailler les chevaux pendant deux heures. Cette dernière addition de mercure se nomme le bain ; elle a pour objet de rendre liquide et de réunir l'amalgame, ce qui facilite le lavage. Après avoir reçu le bain, le minerai amalgamé est porté au lavoir.

Le lavage des boues métalliques, s'exécute dans de grandes cuves. A quelques pouces au dessus du fond des cuves, on a pratiqué deux trous fermés par des broches : l'un de ces trous a trois pouces de diamètre, l'autre un diamètre de trois quarts de pouce. Au commencement du lavage, les moulinets des cuves se meuvent avec une assez grande vitesse, de manière à agiter fortement les boues métalliques. On ralentit bientôt cette vitesse, et l'on prend par la petite ouverture, les boues, qui sont en suspension dans l'eau, pour examiner si elles contiennent encore du mercure ; si elles n'en contiennent plus, on ouvre le gros bondon pour les faire écouler aussi promptement que possible. Le mercure chargé d'argent est recueilli, filtré à travers des sacs de coutil, et l'amalgame solide est porté aux usines de distillation.

2628. Telle est la pratique du procédé d'amalgamation américaine; voyons maintenant quelle en est la théorie.

Sonneschmidt avait fait déjà, dans le temps des essais nombreux, dont on aurait tiré des notions théoriques saines, sur le procédé qu'on vient de décrire. M. Karsten a reproduit dernièrement des résultats analogues et a donné une théorie de ce procédé que les expériences faites en Amérique par M. Boussingault, confirment à beaucoup d'égards et complètent sur des points essentiels.

Les matières mises en contact dans le procédé américain, sont le minerai, le sulfate de cuivre, le sel marin et le mercure.

M. Boussingault a constaté d'abord, par expérience, que le mélange de sulfate de cuivre et de sel marin donne à froid du sulfate de soude et du bichlorure de cuivre. Ainsi, c'est entre le minerai, le bichlorure de cuivre, le sel marin et le mercure que se passent les réactions qu'il s'agit d'expliquer.

Beaucoup de corps ont la propriété d'enlever au bichlorure de cuivre la moitié de son chlore pour le ramener à l'état de chlorure. Les métaux des cinq premières sections et l'argent lui-même sont dans ce cas. C'est là le fond des théories proposées par M. Karsten pour expliquer le procédé qui nous occupe. Mais M. Karsten, ayant fait voir que le sulfure d'argent n'agit pas sur le bichlorure de cuivre, il fallait expliquer pourquoi le sulfure d'argent est lui-même attaqué dans les travaux en grand. Point essentiel, car M. Karsten n'avait pas démontré cette réaction et s'était contenté de la supposer.

M. Boussingault prouve par expérience que le sulfure d'argent est attaqué par le bichlorure de cuivre, pourvu qu'il y ait présence d'un grand excès de sel marin, circonstance que les travaux en grand réa-

lisent toujours. Il se forme du chlorure d'argent, du sulfure de cuivre, du soufre libre et du protochlorure de cuivre. Le chlorure d'argent et le protochlorure de cuivre se dissolvent dans l'excès de sel marin. C'est sans doute, la tendance de ces deux chlorures, à s'unir au sel marin, qui détermine la réaction.

Ceci posé, l'explication du procédé devient facile.

1o Le minerai mêlé de sel marin et de sulfate de cuivre, représente un mélange de bichlorure de cuivre, de sel marin en excès et de minerai d'argent.

2o Bientôt, ce mélange renferme du chlorure d'argent dissous dans le sel marin, sans excès d'autre matière, si l'opération est bien exécutée. Quand il y a excès de minerai, on ajoute du sulfate de cuivre ou *magistral*. Quand il y a excès de sels cuivreux, on ajoute de la chaux pour les détruire.

La présence des sels cuivreux en excès serait funeste, car ils convertiraient le mercure, en pure perte, en chlorure de mercure, et feraient repasser l'argent lui-même à l'état de chlorure d'argent.

3o Enfin, le mercure ajouté au mélange, convertit le chlorure d'argent en chlorure de mercure et en amalgame d'argent. Cette conversion est facilitée par l'état de dissolution du chlorure d'argent, qui est successivement dissous, à la faveur du sel marin en excès.

2629. M. Boussingault propose de séparer plus nettement ces opérations, que la méthode américaine laisse un peu confondues. Il voudrait que l'action des sels cuivreux une fois accomplie, on réduisît le chlorure d'argent, par le fer, avant d'ajouter le mercure; et que ce dernier métal ne fût ajouté qu'à la fin, pour rassembler l'argent devenu libre.

Cette modification, déjà proposée ou exécutée de diverses manières n'a pas encore été généralement adoptée. Cela tient, peut-être, à quelque faute commise, relativement à l'époque qu'il faut choisir, pour que l'application du fer soit la plus profitable au succès de l'opération.

M. Boussingault regarde le sulfate, ou plutôt le bichlorure de cuivre, comme étant le magistral par excellence. Le perchlorure de fer lui paraît beaucoup moins propre à cet usage; mais il convient qu'il n'est pas impossible de s'en servir. Le perchlorure de fer joue le même rôle que le bichlorure de cuivre, dans tous ces phénomènes. M. Pentland a eu l'occasion de visiter, en Amérique, des usines d'amalgamation qui emploient un magistral ferrugineux exempt de cuivre mais, au rapport de tous les voyageurs, de tels exemples sont rares.

Nous avons voulu fixer plus particulièrement l'attention sur les principes généraux, et les faits les plus essentiels de l'opération, sans entrer dans une discussion qui deviendrait trop minutieuse. Il se passe dans cette opération, si longue et où tant d'éléments divers sont en présence, bien des phénomènes accidentels, sans doute; mais, nous n'envisagerons maintenant que ceux qui déterminent la perte de mercure que l'on éprouve, qui peut quelquefois dépasser, de beaucoup, la dose de ce métal qui serait nécessaire pour la conversion du chlorure d'argent en chlorure de mercure.

Il y a plus de vingt années, M. de Humboldt était frappé du rôle que devaient jouer dans cette opération, les courants électriques excités par le contact de matières métalliques si diverses, favorisées par un conducteur humide excellent, comme l'eau salée. Les expériences de M. Becquerel prouvent assez que ce n'est pas là une vaine supposition.

2650. Les détails du procédé de l'amalgamation américaine peuvent être étudiés maintenant avec l'espoir d'un succès presque assuré. Ce procédé repose sur une base excellente, puisque sans combustible, et avec le moins possible de travail, on traite des minerais si pauvres, que les autres méthodes seraient ordinairement inapplicables. Il reste à mieux assurer l'extraction constante et complète de l'argent, et surtout, à prévenir la perte du mercure. Proust, et beaucoup d'autres chimistes depuis, ont attiré l'attention sur cette perte, qui absorbe chaque année, d'après M. de Humboldt, près de 25,000 quint. de mercure, c'est-à-dire, les deux tiers du produit annuel des mines connues de mercure. En réduisant cette perte, on aurait non-seulement l'avantage d'économiser ce métal, mais encore on augmenterait la production de l'argent ; car les mines d'argent du Nouveau-Monde sont si étendues, que leur exploitation se règle, en grande partie, sur la quantité de mercure dont elles peuvent disposer.

L'analyse des divers produits du traitement, considérés à diverses époques du travail, serait fort utile et jetterait beaucoup de jour sur l'état où se trouve le mercure qui se perd.

La perte de mercure que l'on éprouve dans le procédé américain, ne peut pas s'estimer, *à priori*, d'une manière certaine, à cause de la présence d'une quantité variable d'argent métallique dans le minerai. Cet argent natif doit s'amalgamer sans consommer de mercure. Quant à l'argent qui s'est d'abord converti en chlorure, ou celui qui existait naturellement à cet état dans le minerai, il est facile de voir que pour 100 parties d'argent, on doit en perdre 187 de mercure, en supposant que ce dernier métal passe à l'état de protochlorure, ce qui est à la fois conforme aux résultats de l'expérience, et à la théorie des réactions du mercure. On peut donc établir que la perte la plus élevée, ne peut dépasser 187 de mercure pour 100 d'argent, si d'autres causes n'interviennent.

Parmi ces causes, il en est quelques-unes que nous pouvons citer d'une manière plus spéciale.

La première réside dans le procédé très-imparfait que l'on emploie pour la distillation de l'amalgame d'argent solide, qui est resté dans les sacs de toile. Cet amalgame solide, ou bien la *pella*, comme on le nomme, retient encore du mercure. De même qu'à Freyberg, on le distille *per descensum*, mais avec des appareils bien moins parfaits. On doit donc perdre une portion du mercure qui se volatilise, et l'on sait de plus, qu'il en reste dans l'argent obtenu. Ce dernier se perd, quand on fond l'argent pour le mettre en lingots.

Les appareils de Freyberg conviennent peu aux exploitations américaines ; les masses d'amalgame à distiller y sont trop considérables. Mais, il est aisé de voir que l'appareil en usage pour la fabrication du gaz de la houille, pourrait être introduit avec la plus grande facilité et un succès certain dans ces usines, pour la distillation continue de l'amalgame. Il y aurait à la fois, économie de main d'œuvre ou de combustible, et économie de mercure.

La seconde cause de perte, résulte de l'extrême difficulté que l'on éprouve à opérer un lavage absolu des terres amalgamées. Des parcelles de mercure très-divisé, et enveloppées d'une couche d'air, viennent toujours flotter à la surface de l'eau de lavage, et se confondent, ainsi, avec les terres qui sont entraînées. Ces portions de mercure, connues sous le nom de *lizes*, doivent être plus ou moins abondantes dans les diverses opérations. Il est fort difficile de fixer la valeur précise de la perte qui en résulte; mais cette perte est réelle, et reconnue par tous les exploitants.

Au troisième rang, se place la formation d'une quantité variable de protoxide de mercure, qui se trouve bientôt converti en protochlorure par la présence du sel marin. L'extrême division du mercure, la présence de l'eau, celle de l'air, celle du sel marin, sont autant de causes qui tendent à favoriser ce phénomène. Parmi les circonstances qui peuvent contribuer à l'accroître d'une manière fâcheuse, une certaine élévation de température doit être plus particulièrement signalée. C'est en cela surtout, que l'amalgamation à chaud du curé Barba, offrirait de graves inconvénients, si on ne la pratiquait pas dans des vases de cuivre, qui préservent le mercure.

Enfin, la décomposition chimique du chlorure d'argent par le mercure, entraîne elle-même une perte inévitable, que nous avons fixée plus haut à 187 de mercure au plus pour 100 d'argent. C'est cette perte que les exploitants américains nomment *consumo*, et dont ils ont fort bien reconnu la nécessité.

2651. On est véritablement étonné, quand on songe à toutes ces causes de déperdition de mercure, de voir que dans un procédé dont les manipulations sont si grossières en apparence, la perte totale en mercure, ne s'élève en définitive, qu'à 130 ou 150 pour 100 d'argent. Quelques auteurs la fixent à 130; d'autres la portent à 200; mais cette dernière évaluation est évidemment exagérée, quand on considère l'ensemble des exploitations; et n'a pu se réaliser que dans des cas particuliers et, probablement, sur des minerais exempts d'argent natif et de tout métal reductif.

Il suffit, pour s'en convaincre, de comparer les chiffres de la production totale d'argent et ceux de la consommation totale de mercure. En fixant le premier à 16,000 quintaux par an et le second à 25,000 quintaux, on a le maximum de la perte en mercure, car le chiffre de l'argent ne comprend pas les quantités considérables de ce

métal que la contrebande fait sortir des usines, sans payer les droits. Ainsi, l'on peut dire que dans l'ensemble des exploitations, cette perte ne va pas à 150 de mercure pour 100 d'argent; perte énorme, sans doute, en réalité, mais bien faible, si l'on tient compte de toutes les causes qui tendent à la produire, et qu'il a fallu dompter.

On peut maintenant faire sur ces résultats, quelques réflexions qui doivent peu s'éloigner de la vérité, pourvu qu'il soit bien certain que la perte la plus forte en mercure soit de 200 pour 100 d'argent. Le *consumo* réel, celui qui tient à la conversion du chlorure d'argent en chlorure de mercure, équivaut à peu près à 187; et le reste, c'est-à-dire 13 de mercure pour 100 d'argent, disparaît par oxidation, mauvais lavage, distillation mal faite, et sans doute aussi, par l'influence accidentelle d'un excès de magistral. Il faudrait donc conclure de ce rapprochement que dans toutes les opérations, il y a une perte égale à 13 de mercure pour 100 d'argent, et que le reste représente la portion de mercure qui a servi à mettre l'argent en liberté, par sa réaction chimique. Cette dernière quantité serait d'autant plus faible que le minerai serait plus riche en argent natif.

2632. Sur la totalité du mercure consommé, il y en a donc un dixième ou un douzième qui disparaît par des causes difficiles à corriger; quant au reste, on pourrait le retrouver, en faisant un usage convenable du fer métallique.

L'emploi du fer exigerait quelques précautions. En adoptant la marche très-rationnelle proposée par M. Boussingault, il y aurait encore à examiner les avantages et les inconvénients que pourrait offrir la réduction du chlorure de cuivre lui-même. Si le cuivre mis en liberté par le fer, ne portait aucun préjudice à l'amalgamation, on pourrait se servir d'un excès de fer. Si on trouvait, au contraire, avantageux de réduire le chlorure d'argent seul, il suffirait de doser le fer exactement, et d'en introduire environ la moitié du poids de l'argent à extraire.

La méthode inventée par Barba, présente quelques-uns des avantages de l'emploi du fer. Elle consiste à amalgamer à chaud, dans des vases de cuivre. Dans ce procédé, il est clair que le cuivre sert à réduire le chlorure d'argent et le chlorure de mercure lui-même. Mais, cette méthode expose à de graves inconvénients, si le contact du cuivre a lieu, avant que l'argent soit converti en chlorure; car alors tout l'effet du magistral, doit se porter de préférence sur le cuivre lui-même qui, en le convertissant en protochlorure de cuivre, peut annuler toute son action. Il y aurait donc à prendre dans l'emploi de cette méthode, les précautions indiquées déjà, pour celle qui consiste à ajouter du fer aux ingrédiens ordinaires de l'amalgamation. Mais on ne saurait guère recommander un procédé, qui repose sur l'emploi d'un métal bien plus cher et doué d'une action bien moins énergique que celle du fer lui-même.

On trouverait, au contraire, quelque avantage à étudier avec soin, la méthode qui repose sur l'emploi d'un amalgame de plomb. Il est bien vraisemblable, que si le mercure employé renfermait en plomb, un poids égal à celui de l'argent qu'il faut extraire, le plomb agirait chimiquement sur les composés d'argent, pour le mettre en liberté, et s'emparerait du chlore ou du soufre avec lesquels il est combiné. Le mercure et l'argent devenus libres l'un et l'autre, fourniraient l'amalgame d'argent que l'on cherche à produire. Cette méthode serait avantageuse, en ce qu'elle ne changerait rien à la marche actuelle du procédé. Il serait facile d'ailleurs, de vérifier de temps à autre, l'état de l'amalgame et d'y entretenir un léger excès de plomb, jusqu'à la fin du travail, pour garantir le mercure.

On a proposé, dans ces derniers temps, d'autres modifications au procédé primitif. M. Karsten, voyant que le perchlorure de fer est capable de jouer le même rôle que le bichlorure de cuivre, pense que sa substitution au magistral ordinaire, offrirait des avantages certains. Ce serait, en effet, une matière moins coûteuse; mais il est douteux que son activité fût aussi grande que celle du magistral cuivreux. Quoi qu'il en soit, la préparation de cette matière se ferait aisément, en traitant l'acide hydrochlorique impur des fabriques de soude, par une mine de fer hydraté, facile à rencontrer dans presque toutes les localités. L'emploi du perchlorure de fer devrait se faire avec les précautions indiquées, pour celui du chlorure de cuivre; les phénomènes seraient les mêmes.

M. Boussingault a repris dernièrement d'anciennes expériences de Sonneschmidt, et s'est assuré que l'acide hydrochlorique seul, peut remplacer à la fois, le chlorure de cuivre et le sel marin. Il est parvenu à amalgamer le minerai d'argent, en le mettant en contact, à la fois, avec l'acide hydrochlorique et le mercure; ce qui est facile à comprendre, puisque, avec le contact de l'air, il a dû se former du protochlorure de mercure, qui s'est décomposé de suite en sublimé corrosif et mercure. C'est donc une dissolution de sublimé corrosif dans l'acide hydrochlorique, qui a réagi sur le minerai. L'argent a dû se chlorurer rapidement, et se réduire ensuite par l'action du mercure. Mais, on pouvait s'attendre à une perte énorme en mercure, ce qui est arrivé en effet. L'acide hydrochlorique mêlé de perchlorure de fer ou de bichlorure de cuivre, doit constituer un magistral excellent. Si on l'employait, il faudrait sans doute, ainsi que le conseille M. Boussingault, détruire l'acide libre, par la chaux, avant de procéder à l'incorporation du mercure.

Toutes ces modifications ne touchent pas à la base du procédé américain. Il en est une qui n'a jamais été essayée en grand, et qui, peut-être, mériterait plus d'attention. Elle repose sur la solubilité du chlorure d'argent dans l'ammoniaque. M. Rivero et M. Gmelin ont proposé, l'un et l'autre, la substitution de ce dernier agent au mer-

cure. En admettant que l'effet d'un magistral bien préparé eût d'abord transformé tout l'argent en chlorure d'argent, on conçoit bien que l'ammoniaque devrait dissoudre ce dernier, d'une manière à la fois rapide et complète. Il est difficile de se rendre compte des frais que son emploi pourrait occasionner; mais on peut croire qu'ils seraient peu considérables, car l'urine pourrie, mêlée de chaux, fournirait une liqueur ammoniacale convenable. En adoptant d'ailleurs, une méthode systématique de lavage, analogue à celle des salpêtriers, on parviendrait à se procurer, d'une part, des liqueurs très-chargées de chlorure d'argent, et de l'autre, des résidus imprégnés d'eau presque pure, et retenant à peine des traces d'ammoniaque. Le seul obstacle que présente cette méthode, consiste dans la perte d'ammoniaque qu'éprouveraient les liqueurs, par suite de leur exposition inévitable à l'air. Tout considéré, cependant, cette méthode offre quelques chances de succès et mérite d'être essayée.

2633. Nous ne quitterons pas le procédé américain, sans fixer un instant l'attention sur la masse énorme de mercure qu'il a fait disparaître. Proust l'évaluait à trois millions de quintaux, et cette évaluation n'a certainement rien d'exagéré, puisque, dans l'état actuel des choses, elle représente seulement la consommation d'un siècle d'activité des usines américaines. En portant la perte à six millions de quintaux, on serait peut-être plus près de la vérité.

Il suffit d'énoncer de pareils chiffres, qui représentent un capital d'environ deux milliards, pour faire sentir toute l'importance du problème que laisse à résoudre la méthode d'amalgamation employée en Amérique.

On peut se proposer trois questions distinctes, 1° préserver le mercure de la réaction chimique qui le fait disparaître ; 2° retrouver le mercure qui a subi cette réaction: 3° exploiter les résidus des anciens travaux.

La première de ces questions a déjà été traitée plus haut : la seconde et la troisième peuvent se réunir, en observant toutefois, qu'il serait moins difficile et moins coûteux de retirer le mercure des résidus, à mesure qu'ils sont exploités, que de l'aller chercher dans les anciennes boues. Les circonstances locales pourront seules fixer sur la marche à suivre, pour l'exploitation de ces dernières.

Il est peu probable que les procédés fondés sur l'emploi du feu, puissent jamais réussir. Ceux qui ont proposé de retirer de ces résidus, le mercure par sublimation, n'ont pas réfléchi à l'immense quantité de matière qu'il faudrait chauffer, à la pénurie de combustible qui caractérise la plupart des localités où se trouvent les mines d'argent ; et aux frais de main d'œuvre et d'appareils, que cette opération rendrait nécessaires.

Il faut donc en revenir à une méthode fondée sur la voie humide. Voici dès lors, celle qui paraît la plus rationnelle dans l'état actuel de nos connaissances. Le mercure reste dans les résidus à l'état de pro-

tochlorure, ou à l'état métallique; mais bientôt, à cause de la présence du sel marin, il doit passer tout entier à l'état de protochlorure. Sous cette forme, il est insoluble; mais si on le convertissait en bichlorure, il deviendrait soluble, et c'est là le but vers lequel on doit tendre.

L'amalgamation terminée, on délayerait la masse dans une quantité d'eau convenable, et on laisserait reposer pour tirer à clair l'eau surnageant le dépôt. Cette eau enleverait les sels solubles, et en particulier le sel marin; elle serait reçue dans des bassins vastes, et abandonnée à l'évaporation. Le résidu de ce premier lavage étant traité par des lavages subséquents, laisserait l'amalgame, et fournirait une eau chargée de boues, que l'on ferait déposer dans de nouveaux bassins. L'eau de ces derniers lavages serait perdue. On aurait ainsi, séparément, l'eau salée, les boues mercurifères, et l'amalgame.

On ajouterait aux boues une quantité d'eau salée capable de les délayer, la dose de chlorure de chaux proportionnelle au chlorure de mercure qu'elles contiendraient, et enfin un léger excès d'acide hydrochlorique. Presque à l'instant, le mercure passerait à l'état de bichlorure, dont la formation et la dissolution seraient facilitées par la présence du sel marin. La masse lavée méthodiquement, donnerait tout le mercure en dissolution.

Cette liqueur mercurielle décomposée par le cuivre, reproduirait le mercure à l'état métallique. La liqueur cuivreuse obtenue contiendrait du sel marin, du bichlorure de cuivre, et formerait par cela même, un magistral d'excellente qualité, propre à de nouvelles opérations.

Au lieu d'attaquer la boue par le chlorure de chaux et l'acide hydrochlorique, on pourrait employer du chlorure de chaux et de l'acide sulfurique; le résultat serait le même. Rien n'empêcherait de se servir de peroxide de manganèse et d'acide hydrochlorique, ou même de peroxide de manganèse et d'acide sulfurique. Ce dernier mélange, trouvant du sel marin dans les eaux de lavage, produirait encore du chlore. Mais l'emploi du peroxide de manganèse rendrait l'action plus lente, si on ne prenait la précaution d'élever la température des masses traitées.

Enfin, on trouverait dans le nitrate de soude un agent propre à ce travail. Mêlé d'acide hydrochlorique ou bien de sel marin et d'acide sulfurique, il fournirait aussi le chlore nécessaire à la conversion du mercure en sublimé corrosif. A cause des circonstances locales, le nitrate de soude du Pérou devrait peut-être mériter la préférence. Il aurait d'ailleurs l'avantage, si on l'employait mêlé d'acide hydrochlorique, de reproduire un magistral pur, formé de sel marin et de bichlorure de cuivre seulement, sans chlorure de calcium ou de manganèse. L'opération tournerait donc sur elle-même, indéfiniment; l'argent étant séparé comme à l'ordinaire, le magistral étant repro-

duit à chaque traitement et le mercure étant régénéré, sauf les pertes fort légères, dues à l'imperfection inévitable des lavages.

On a peine à croire, qu'entre les mains d'un homme exercé, ces méthodes, ou des méthodes analogues, ne fussent pas couronnées de succès.

TRAITEMENT DES MINERAIS D'ARGENT PAR FONDAGE.

2654. Le traitement des minerais d'argent par la fusion, est connu depuis fort longtemps, et a précédé de beaucoup, dans son application, les méthodes d'amalgamation que l'on vient de décrire.

Nous ne dirons qu'un mot de l'opération par laquelle on traite les matières argentifères très-riches. C'est une véritable scorification, qui s'exécute dans les fourneaux de coupellation, dont il sera question plus loin. On charge la coupelle comme à l'ordinaire, et quand l'oxidation du plomb est en bon train, on ajoute, peu à peu, les minerais d'argent que l'on veut traiter. Cette méthode convient parfaitement, pour tous les minerais bien privés de gangue, la litharge pouvant céder son oxigène à presque tous les corps non terreux, qui sont naturellement unis à l'argent dans ses mines. Il résulte de ce traitement, un alliage d'argent et de plomb, tandis que les matières diverses contenues dans le minerai sont scorifiées. L'alliage se coupelle comme à l'ordinaire; cette opération sera décrite plus loin, d'une manière générale.

Il est même des minerais d'argent, qui sont assez riches et assez simples dans leur composition, pour que le métal puisse s'en extraire par le seul effet d'un grillage prolongé, qui s'exécute dans de plus petites coupelles.

Quand les minerais sont moins riches, il faut avoir recours à un fondage, dans lequel on se propose encore de préparer un alliage de plomb et d'argent. On y parvient par divers moyens, soit en opérant sur des minerais grillés, soit en opérant sur des minerais crus, avec ou sans addition de matières plombeuses. Le caractère essentiel de cette opération consiste en ce que tout doit entrer en fusion, tant les matières métalliques que les substances terreuses. La nature des minerais et celle des fondants que l'on peut employer, font varier les méthodes, et les rendent parfois singulièrement compliquées.

Ce procédé, appliqué à des minerais riches, permet toujours d'en retirer, au moins, une certaine quantité d'argent. Il est probable que c'est celui qu'on a mis partout en pratique, dans les premiers temps de l'exploitation des mines d'argent. On peut se faire une idée de son application, dans ces temps déjà éloignés de nous, par la description que M. de Humboldt nous donne des premières exploitations de l'Amérique.

« Depuis 1545 jusqu'en 1571, les minerais d'argent ne furent

traités, à Potosi, que par fondage. Les *conquistadores*, ayant uniquement des connaissances militaires, ne savaient pas diriger des procédés métallurgiques. Ils ne réussirent point à fondre le minerai au moyen de soufflets : ils adoptèrent la méthode bizarre que les indigènes employaient dans les mines voisines de Porco, qui avaient été travaillées au profit de l'Inca, longtemps avant la conquête. On établit sur les montagnes qui environnent la ville de Potosi, partout où le vent soufflait impétueusement, des fourneaux portatifs appelés *huayres*. Ces fourneaux étaient des tuyaux cylindriques d'argile, très-larges et percés d'un grand nombre de trous. Les Indiens y jetaient, couche par couche, du minerai d'argent, de la galène et du charbon; le courant d'air qui pénétrait par les trous, vivifiait la flamme et lui donnait une grande intensité. Les premiers voyageurs qui ont visité les Cordillières, parlent tous avec enthousiasme de l'impression que leur avait laissée la vue de plus de six mille feux, qui éclairaient la cime des montagnes, autour de la ville de Potosi. Les mattes argentifères, obtenues étaient refondues dans les cabanes des Indiens, en se servant de l'ancien procédé, qui consiste à faire souffler le feu par dix ou douze personnes à la fois, à travers des tuyaux en cuivre, d'un ou deux mètres de long, percés à leur extrémité inférieure d'un très-petit trou. »

Ce fondage, à l'air libre, et ce raffinage des mattes au chalumeau, peignent bien l'enfance de l'art, et montrent du reste, combien est aisée l'extraction d'une portion du métal des minerais d'argent riches.

Mais c'est assez nous arrêter sur des méthodes qui ont si peu d'intérêt aujourd'hui. Pour donner une idée nette des procédés que l'on met en usage dans la fonte des minerais d'argent, nous allons exposer ceux qui sont employés à Freyberg. La complication des minerais et les détours qu'elle oblige à prendre, feront concevoir, mieux que tous les préceptes, les ressources de la métallurgie, pour ces occasions heureusement assez rares, où l'on a des métaux nombreux à dégager de la masse, et à purifier chacun en particulier.

2655. A Freyberg, on traite par la fonte, des minerais de toute sorte, même de ceux que l'on peut amalgamer. Ces minerais renferment tous de l'argent; mais les uns contiennent des pyrites de fer, les autres de la galène, d'autres, enfin, des pyrites cuivreuses. On les partage en deux classes principales, qui doivent être traitées, soit par la *fonte riche* ou *fonte de plomb*, soit par la *fonte crue* ou *fonte de concentration.*

Les minerais destinés à la fonte riche sont grillés, puis fondus avec ou sans addition de plomb, selon leur nature; ils fournissent un plomb argentifère, qui est coupellé.

Les minerais soumis à la fonte crue, sont trop pyriteux, pour convenir au traitement qui précède. On les fond directement; sans

grillage préalable, en ajoutant au besoin de la pyrite, qui en fondant, facilite la réunion du produit métallique dans une matte abondante. Celle-ci représente alors un nouveau minerai plus riche que le premier, et propre à subir le grillage et le traitement de la fonte au plomb. Bien entendu que, si le minerai était par lui-même trop pyriteux, un grillage préalable serait non-seulement utile, mais même indispensable à la concentration, puisque ce grillage pourrait seul faire disparaître l'excès de pyrite, qui occasionnerait des mattes trop abondantes. Dans les deux fontes que nous venons de définir, ce n'est donc pas le grillage préalable qui fait le caractère distinctif, mais bien la nature des mattes, qui sont plombeuses dans la fonte riche, et pyriteuses dans la fonte de concentration.

A ces deux systèmes principaux d'opérations, se rattachent une foule de manutentions accessoires, destinées à tirer tout le parti possible des produits accidentels; elles seront indiquées à mesure, dans le courant de l'exposé qui va suivre.

Voici, pour plus de clarté, le tableau général des opérations:

1° *Fonte crue*; elle s'exécute sur des mélanges pyriteux, et fournit une matte essentiellement formée de sulfure de fer argentifère.

2° *Grillage de la matte précédente*; il a pour objet de se débarrasser du soufre, et de convertir le fer en oxide qui joue, alors, le rôle d'un fondant utile.

3° *Fonte au plomb*; elle s'exécute sur des minerais riches en galène auxquels on ajoute les mattes précédentes. Cette opération, bien exécutée, donne du plomb argentifère, des mattes cuivreuses et des scories qui retiennent tout l'oxide de fer.

4° *Coupellation du plomb d'œuvre*; elle sert à en retirer l'argent, et fournit des litharges qui peuvent être réduites, au besoin, pour en retirer du plomb marchand.

5° *Grillage des mattes cuivreuses*; ce grillage qui rentre dans les procédés en usage pour le traitement des minerais de cuivre, donne un résidu d'oxide de cuivre et du gaz sulfureux.

6° *Fonte pour cuivre noir*; elle donne un cuivre noir argentifère, et des scories ferrugineuses.

7° *Liquation du cuivre argentifère*; cette opération particulière sert à séparer le cuivre et l'argent.

2636. *Fonte crue*. La fonte crue s'exécute sur des minerais pauvres en argent, qui ne contiennent point de plomb, et sur des minerais de cuivre aussi pauvres; on les mêle avec une quantité convenable de pyrites ou de minerais pyriteux.

Pour cette opération, on fait usage d'un demi-haut-fourneau qui fond, terme moyen, trois mois sans interruption. Le creuset et la poitrine du fourneau sont détruits et reconstruits à chaque fondage. On forme le creuset avec une couche de brasque battue sur une sole en argile, qui repose elle-même sur une sole de scories. Le bassin de réception et celui de percée sont également revêtus de brasque.

Ces dispositions terminées, on chauffe lentement le fourneau, avec de la tourbe et du charbon, pour le sécher entièrement; ensuite on le comble de charbon jusqu'au mur de charge: alors on commence par y jeter deux baches de scories et un panier de charbon dans les coins contre le mur d'appui du fourneau; ensuite on fait jouer les soufflets. Lorsque les scories sont fondues, et que le charbon est un peu abaissé, on entame la fonte en chargeant le fourneau de minerais.

Quand la fonte va bien, on perce quatre à six fois dans l'espace de vingt-quatre heures. Les parties constituantes de la matte crue, sont, en général, le soufre, l'arsenic, le fer, le plomb, le cuivre et l'argent.

Voici, un exemple de la composition des mattes obtenues du minerai appelé maigre.

Fer.	58,50
Plomb.	9,25
Zinc.	2,30
Cuivre.	3,11
Antimoine. . . .	1,40
Soufre.	17,00
Arsenic.	5,30
Argent.	0,20
	97,04

Les mattes obtenues du minerai maigre, avec addition de pyrites, contiennent:

Fer.	58,00
Plomb.	12,25
Zinc.	5,00
Cuivre.	2,00
Soufre.	18,75
Arsenic.	2,00
Argent.	0,14
	96,14

La crasse qui s'attache à l'œil du fourneau et au bassin de réception, est détachée et refondue de nouveau; quant aux grumeaux ou débris des masses mal fondues, qui s'attachent aux parois et aux creusets des fourneaux, et qui sont mêlés de brasque, on les retire, lorsqu'on nettoye les fourneaux, on les bocarde, puis on les lave, pour les fondre.

M. Lampadius a trouvé dans les scories provenant de la fonte crue du minerai d'Untermuld;

Protoxide de fer. .	53,40
Barite.	6,01
Alumine.	4,11
Chaux.	3,15
Oxide de zinc. . .	3,02
Silice.	26,13
Acide sulfurique. .	2,12
	97,94

Et dans les scories résultant d'une fonte crue, opérée sur des scories et des résidus d'amalgamation de l'usine de Halsbrucke :

Protoxide de fer.	49,00
Barite.	4,53
Alumine. . . .	4,50
Chaux. . . .	3,40
Oxide de zinc. .	2,50
Magnésie. . . .	1,00
Silice.	32,02
Acide sulfurique.	2,10
	99,05

La poussière sublimée, qui se dépose au dessus de la *trace*, est composée de :

Oxide de zinc. . .	95,00
Oxide de plomb. .	1,50
Acide carbonique. .	1,50
Argent.	0,10
	98,10

On rencontre d'ailleurs, sur les parois intérieures des fourneaux, de l'oxisulfure de zinc, de la galène régénérée, etc.

2637. Les analyses qui précèdent, permettent d'établir une théorie exacte de la fonte crue. On voit que cette opération a pour but de se procurer une matte ou mélange de divers sulfures, renfermant tout l'argent ; et une scorie qui contient toutes les matières terreuses, ainsi qu'une partie du fer, à l'état de protoxide.

Autrefois, on ne grillait jamais les minerais destinés à la fonte crue ; il n'en est plus de même aujourd'hui, et l'on en est venu ainsi, à confondre deux opérations distinctes jadis, la fonte crue, et la fonte de concentration. Il est avantageux, en effet, de griller d'abord les minerais trop pyriteux ; le fer en partie oxidé, passe à la fonte dans les scories, et les mattes obtenues se trouvent ramenées à une richesse analogue à celle que possèdent les mattes d'un minerai moyen, traité par la fonte crue.

On suit à Freyberg, pour la fonte crue proprement dite, quelques règles pratiques qu'il suffira d'énoncer, pour qu'elles soient comprises, après l'exposé des faits qui précèdent.

On y traite les minerais suivants.

1° Des minerais pauvres en plomb ou en cuivre, contenant au plus 0,00156 d'argent. Ces minerais sont tous plus ou moins pyriteux. On les partage en trois classes d'après leur rendement en mattes. Les *minerais maigres*, qui n'en donnent pas 0,40 ; les *minerais maigres pyriteux* qui en fournissent de 0,40 à 0,80 ; enfin les *pyrites* qui donnent 0,70 de mattes, mais qui ne renferment pas 0,0003 d'argent.

2° Des minerais de plomb, tenant 0,16 de plomb et peu d'argent.

3° Des minerais de cuivre, contenant moins de 0,08 de cuivre et au plus de 0,00156 d'argent.

4° Des pyrites non argentifères, pour déterminer, au besoin, la production des mattes.

Le mélange des divers minerais est calculé de manière à donner une richesse moyenne de 0,0005 en argent.

On conçoit que la nature des gangues doit être prise en considération; car il faut obtenir une fusion facile des terres, l'une par l'autre, On emploie, à Freyberg, deux tiers de minerais quarzeux; un tiers de minerais non quarzeux, renfermant du carbonate de chaux, du fluorure de calcium et du sulfate de baryte.

On évite l'introduction des minerais plombeux, dans le mélange; mais on y fait passer autant que possible, au contraire, des minerais qui renferment de l'antimoine, du zinc ou de l'arsenic. Le coup de feu assez violent qui est nécessaire, ferait perdre du plomb, ce qu'il faut éviter, et présente l'avantage de débarrasser les mattes d'une grande partie des autres métaux volatils qui gêneraient dans la suite du travail.

2658. La matte pyriteuse argentifère qui résulte de l'opération précédente, est ordinairement employée dans les fondages des minerais plombeux. Mais, il peut arriver qu'on soit forcé de la traiter à part, et alors on a recours à diverses méthodes.

La première consiste à fondre de la matte pyriteuse crue avec de la mine maigre, qui est cependant trop riche pour la fonte crue, et trop pauvre pour la fonte au plomb; ces mines contiennent 0,0025 d'argent. Cette opération a pour but de diminuer la masse de la matte crue, en augmentant sa teneur en argent, et en diminuant la grande quantité de scories que la matte crue occasionne dans la fonte au plomb.

La mine maigre, qu'on prend, peut contenir environ vingt livres de plomb. On prend aussi de la mine de cuivre de la même teneur en argent, mais qui ne doit pas avoir plus de huit livres de cuivre.

La matte qu'il s'agit d'enrichir, doit subir trois grillages. On la fond ensuite, au fourneau précédent, avec le minerai maigre dont on a fait choix, en conduisant l'opération comme celle de la fonte crue elle-même. Il se forme de nouvelles scories, et l'on obtient une matte plus riche en plomb ou en cuivre, et moins chargée de fer, celui-ci ayant passé dans les scories, à l'état de protoxide.

Dans ces dernières années, on a trouvé plus simple de faire subir aux mattes pyriteuses que la fonte au plomb ne pouvait pas consommer, une véritable scorification. Après les avoir grillées, on les fond avec 20 ou 25 fois leur poids de litharge et beaucoup de scories plombeuses. On obtient ainsi, du premier coup, du plomb argentifère et quelque peu de matte qui est traitée de nouveau. Cette méthode vaut mieux que la précédente, en ce qu'elle donne une moins grande perte sur le plomb; mais elle occasionne une dépense de combustible qui ne profite pas au fondage du minerai, et produit beaucoup de loups ferreux qui embarrassent le fourneau.

Laissons de côté, maintenant, ces opérations accidentelles, pour en revenir au travail courant et régulier.

2639. *Grillage des mattes pyriteuses.* Ce grillage est indispensable, pour préparer la matte à jouer un rôle utile, dans le fondage des minerais plombeux. Le fer étant oxidé, se sépare bien des métaux qui forment le produit essentiel de ce fondage, et facilite la fusion des scories. La matte crue concassée, est grillée trois fois en plein air : on commence par faire, dans ces foyers, une couche de bûches, sur laquelle on en étend une autre de 300 quintaux de matte; on y met ensuite le feu; de cette manière, le soufre s'enflamme et brûle en partie. Lorsque le premier feu est fini, on fait de l'autre côté du fourneau, une nouvelle couche de bois, sur laquelle on dispose la matte, de manière que celle qui était au dessus dans le premier grillage, se trouve au dessous dans celui-ci, afin qu'elle soit convenablement grillée. Les trois grillages de la matte crue se font tous de cette manière.

Ces mattes sont ensuite fondues dans les fourneaux de la fonte au plomb, avec les galènes argentifères, et avec les mines maigres riches en argent.

Les mattes grillées contiennent :

Protoxide de fer. .	78,01
Oxide de plomb. .	9,12
Oxide de cuivre. .	3,18
Oxide de zinc. . .	2,20
Oxide d'antim. . .	1,46
Acide arsénique. .	1,72
Acide sulfurique. . .	2.70
Argent.	0.19
	98,58

2640. *Fonte de plomb.* C'est l'opération essentielle du traitement général. Elle s'exécute sur des minerais grillés mêlés de mattes pyriteuses grillées que l'on a obtenues par les opérations précédentes.

Les minerais traités dans cette fonte, sont :

1° Des minerais d'argent, contenant très-peu de plomb, de cuivre ou de pyrite, mais renfermant plus de 0,00156 d'argent.

2° Des minerais, contenant 0,16 de plomb et plus de 0,00156 d'argent.

3° Des minerais, contenant de 0,30 à 0,80 de plomb, et ordinairement 0,005 d'argent ou même moins.

4° Des minerais de cuivre, contenant moins de 0,04 de cuivre et 0,00156 d'argent, ou un peu plus.

Tous ces minerais sont grillés auparavant, dans des fourneaux semblables à ceux de l'amalgamation, tant pour les débarrasser du soufre et de l'arsenic, que pour oxider le fer et les autres métaux qui s'y trouvent.

Le mélange des divers minerais, est divisé en lots de 6 quintaux

chacun, qui sont grillés de même que les minerais destinés à l'amalgamation, mais sans addition de sel. Chaque grillage de 6 quintaux de mélange, se pousse jusqu'à ce que la matière ne produise plus aucune odeur d'acide sulfureux, ce qui dure environ cinq heures.

Ces minerais se grillent aussi en plein air, dans des aires ou fourneaux carrés et ouverts; on y dispose une couche de bois sur laquelle le minerai est entassé; il doit alors être grillé à deux reprises, pour être employé à la fonte.

Les phénomènes chimiques qui se passent pendant ce grillage, peuvent s'exprimer d'une manière générale, mais on manque des analyses nécessaires, pour en donner l'appréciation exacte. Les minerais employés renferment du sulfure, de l'arséniure et de l'antimoniure d'argent; du sulfure de plomb; du sulfure de cuivre; du sulfure de fer; du sulfure de zinc; de l'arséniure de nickel; de l'arséniure de cobalt; enfin, des terres. Après le grillage, ce mélange doit être converti en un autre formé d'oxide de plomb; de sulfate de plomb; d'oxides de cuivre, de fer, de zinc, de nickel et de cobalt; d'arséniates de ces divers métaux; d'argent métallique; de sulfates terreux; de terres intactes et de schlich non attaqué. Sans doute, qu'entre tous ces corps, il se forme des combinaisons imprévues et particulièrement des oxisulfures.

Quoi qu'il en soit, on voit que le résultat du grillage consiste dans la conversion de l'arsenic en acide arsénieux qui s'est dégagé, et en acide arsénique qui est resté uni aux bases; dans celle du soufre en acide sulfureux, qui s'est dégagé, et en acide sulfurique, qui s'est uni à l'oxide de plomb ou à la chaux; dans la formation d'une certaine quantité d'oxide d'antimoine qui s'est volatilisé, et d'oxide de zinc qui a été entraîné; enfin dans l'oxidation de tous les métaux, l'argent excepté.

Quand on s'est procuré les mattes pyriteuses grillées et le minerai plombeux grillé, on procède à la fonte de plomb.

Cette fonte s'opère dans des fourneaux analogues à ceux de la fonte crue; mais disposés de façon à obtenir une température moins élevée. Le fourneau est donc plus large ou plus profond dans le voisinage de la tuyère; on emploie du coke plus difficile à brûler; enfin, on donne moins de vent. Ces précautions sont nécessaires, pour prévenir la volatilisation du plomb.

La charge se compose de 780 à 810 quintaux de minerais grillés, de 360 quintaux de mattes pyriteuses grillées, et de 60 à 90 quintaux de scories. On repasse à chaque fonte les mattes plombeuses de la fonte précédente, ainsi que les litharges, fonds de coupelle, et autres produits plombeux qu'il est nécessaire de traiter.

On coule trois fois en vingt-quatre heures. On obtient du plomb d'œuvre, des mattes et des scories.

La théorie de cette fonte n'a rien de particulier; elle rentre dans le

traitement général des minerais de plomb. Observons toutefois, qu'en raison de la présence d'une grande quantité d'oxide de fer, il doit se produire une scorie très-chargée de cette base, qui garantit l'oxide de plomb de toute scorification.

Il arrive souvent que les mattes retiennent beaucoup de plomb. C'est pour les en débarrasser, qu'on les repasse à la fonte suivante. On finit même par griller ces mattes en plein air, à six feux, pour les fondre de nouveau avec des minerais cuivreux. Cette opération est bien conçue ; car, en présence d'un excès de cuivre, il se formera seulement des mattes cuivreuses, et le plomb se trouvera mieux dégagé du soufre.

Ainsi, la fonte au plomb, telle qu'elle est actuellement pratiquée, résout en définitive, les produits, en scories ferrugineuses, en matte cuivreuse et en plomb d'œuvre.

Les crasses et les scories de la fonte au plomb sont employées dans la fonte des mattes de plomb ; mais les scories de cette dernière s'emploient dans la fonte crue.

2641. *Fonte pour cuivre noir.* La matte de cuivre est enfin concassée par morceaux, et ensuite grillée dans des foyers en plein air. Pour ce grillage, on fait une couche de bois dans le fourneau, que l'on couvre d'une autre couche de 50 quintaux de matte de cuivre ; le grillage se répète jusqu'à ce que le cuivre paraisse, et il faut pour cela répéter le feu quinze à vingt fois et quelquefois encore plus. Lorsque la matte est convenablement grillée, elle est fondue dans le fourneau de la fonte crue ; seulement, le creuset est plus petit et préparé avec de la brasque pesante.

Ce fondage est conduit très-chaudement, pour éviter la solidification du cuivre. Aussi, les fourneaux sont-ils vivement attaqués, au point que le fondage ne peut durer que quelques jours.

Les produits sont : 1° du cuivre noir argentifère, qui est traité par la méthode connue sous le nom de liquation, que nous décrirons plus loin, avec tous les détails nécessaires ; 2° des mattes cuivreuses, qui subissent un nouveau grillage, et qui sont refondues avec d'autres mattes cuivreuses dans une nouvelle opération, pour cuivre noire 3° des scories, qui sont soumises à un triage convenable ; comme le sont toutes les scories de ce genre, dans les usines à cuivre.

2642. Nous terminerons cet exposé, par les tableaux de consommations et produits relatifs à chacune des opérations qui sont pratiquées à Freyberg. Le mémoire de M. Perdonnet, qui nous a servi de guide, nous fournit aussi ces données, qu'il peut être utile de comparer à celles que l'on possède, pour les autres exploitations d'argent.

FONTE CRUE.

Produits et consommations équivalant au travail de vingt-deux fourneaux en une semaine.

Minerais.

		Plomb.	Cuivre.		Argent.	
k.		k.	k.	k.	gr.	c.
3,930	minerais de cuivre contenant. . .	»	59	1	228	42
28,761	pyrites.	»	»	»	»	»
50,260	pyrites argentifères.	»	»	4	163	42
6,892	minerais plombifères, 2e classe. .	1095	»	4	797	06
134,875	minerais maigres.	»	»	131	029	08
224,718	somme des minerais mélangés. . .	1095	69	141	217	98

Produits ajoutés.

k.		k.		k.	gr.	c.
5,971	crasses.	299	»	1	865	96
209,440	scories de plomb.	2094	»	8	179	11
70,247	scories de la fonte des mattes. . .	796	»	2	744	51
510,376	somme du lit de fusion.	4284	59	154	007	56

Production.

k.		k.		k.	gr.	c.
119,322	mattes.	5966	»	160	635	59
5,235	crasses.	252	»	1	632	71
		6218	»	162	268	30
	Gain fictif. . .	1934	»	8	260	94
	Remedia. . . .	»	»	15	308	62
	Perte réelle. . .	»	»	7	049	88

Consommation en combustible.

	mèt. cub.
Coke.	501,289
Charb. de bois tendre.	25,211
Tourbe.	6,602

Frais.

Minerais et produits ajoutés.	Schlichs mélangés. . .	100 q. m.	665 f.	98 c.	715 63
	Crasses.	2.65	7	68	
	Scories de la fonte de pl.	94.14	35	55	
	Scories de la f. des mattes	31,24	8	42	
Combustible pour la fonte.	Coke.	22,481m.c.	337	73	346 38
	Charbon de bois tendre.	1,101	7	79	
	Tourbe.	0,295	0	86	
	Main d'œuvre, fondeurs, etc. . .				54 08
	Somme totale des frais. . . .				1116 09

FONTE AU PLOMB.

Produits et consommations équivalant au travail de neuf fourneaux en une semaine.

Minerais.

k.		Plomb. k.	Cuivre. k.	k.	Argent. gr.	c.
35,864	galènes, 4e classe, contenant.	14,207	»	43	113	87
21,023	miner. plombifères, 2e classe.	3,363	»	122	406	80
20,003	minerai maigre.	»	»	51	329	37
995	minerais de cuivre.	»	20	4	975	89
77,885	somme de minerais mélangés.	17,570	20	221	825	93

Produits ajoutés.

k.		k.		k.	gr.	c.
31,049	Matte crue, 1re var. cont.	1,563	»	58	811	91
4,777	Id. 2e var.	239	»	6	717	45
18,908	litharges 1re qualité.	16,938	»	»	»	»
3,981	id. 2e qualité.	3,384	»	»	»	»
4,379	fonds de coupelle 1re var.	3,066	»	1	368	37
1,941	id. 2e var.	1,455	»	»	696	43
4,478	crasses.	448	»	2	798	93
8,957	scories de la Halsbrücke.	»	»	»	»	»
2,388	scories de la rev. des lith.	239	»	»	»	»
158,743	somme dn lit de fusion.	44,902	20	272	129	02

Production.

k.		Plomb. k.	k.	Argent. gr.	c.
41,723	plomb d'œuvre contenant.	41,475	248	421	11
13,435	matte de plomb.	1,343	20	992	02
4,478	crasses.	448	2	798	93
99,120	scories.	998	3	871	86
	Somme.	44,264	276	083	92
	Perte fictive.	»	»	»	»
	Gain fictif.	»	»	»	»
	Remedia.	»	6	091	57
	Perte réelle.	»	»	»	»

Consommation en combustible.

		Mètres cubes.
Pour la fonte.	Coke.	163,044
	Charbon de bois tendre.	64,528
Pour l'essai.	Charbon de bois tendre.	40,817
Pour le grill. du schlich.	Bois flotté.	0,434
	Houille schisteuse.	30,230
Pour le grillage de la matte.	Bois flotté.	17,364
	Houille maréchale.	5,038
	Houille schisteuse.	2,519

Frais.

			fr.		
Minerais et produits ajoutés.	Schlichs mélangés.	10,000 k.	4250	76	6430 f. 99
	Matte crue.	4,600	980	85	
	Litharge 1re qualité.	2,428	846	03	
	id. 2e qualité.	511	138	47	
	Fonds de coupelle 1re var.	562	139	64	
	id. 2e var.	249	41	86	
	Crasses.	575	33	58	
	Scories de la rev. des lith.	307	»	»	
	Scories de la Halsbrücke.	1,150	»	»	

Comb. pour la fonte.	Coke.	21,075 m. c.	316	81	374	49
	Charbon de bois tendre.	8,285	57	68		
C. pour l'essai.	Charhon de bois tendre.	5,040	36	45	36	45
Comb. p. le gril, de schlich.	Bois flotté.	0,063	»	27	74	44
	Houille schisteuse.	12,102	74	17		
Comb. pour le grillage de la matte.	Bois flotté.	2.23	10	29	51	99
	Houille maréchale.	2.17	15	54		
	Houille schisteuse.	1,18	6	16		
Frais.	Main d'œuvre p. la fonte.	»	75	80	126	7
	Pour le grillage du schlich.	»	38	71		
	id. de la matte.	»	11	76		
	Somme totale des frais.				7074	61

FONTES DES MATTES DE PLOMB.

Produits passés équivalant au travail d'un fourneau en neuf semaines.

Matières traitées.

k.		Plomb. k.	Cuivre.	k.	Argent. gr.	c.
68,319	mattes de plomb contenant.	6.833	»	91	649	60
6,120	litharges premiére variété.	5.509	»	»	»	»
398	id. deuxième variété.	342	»	»	»	»
896	id. troisième variété.	735	»	»	»	»
2,039	fonds de coupelle.	1,531	»	»	637	53
2,438	scories de la revivification.	244	»	»	»	»
1,469	crasses de liquation.	1,104	»	»	»	»
1.990	crasses de fonte.	200	»	»	621	98
17,615	scories de la Halsbrücke.	»	»	»	»	»
101,284	somme de lit de fusion.	16,498	»	92	909	11

Production.

k.		k.		k.	gr.	c.
15,326	plomh d'œuvre.	15,246	»	79	116	58
15,933	matte cuivreuse.	»	»	13	061	70
1,742	crasses.	174	»	»	544	24
70,262	scories.	702	»	2	744	51
	Somme.	16,122	»	95	467	03
	Perte.	376	»	»	»	»
	Gain.	»	»	2	557	92

Consommation en combustible.

	mèt. cubes.
Charhon de hois.	35,415
Coke.	107.822
Bois.	20,837
Houille maréchale.	4,534
Houille schisteuse.	1,209

Frais.

		k.	fr.			
Prod. chargés.	Mattes de plomb.	10,000	2789	96	5281	07
	Litharges.	954	352	31		
	id.	151	35	48		
	Fonds de coupelle.	298	85	74		
	Scories de la revivif.	357	»	»		
	Crasses de liquation.	215	29	11		
	Crasses de fonte.	291	8	47		
	Scories de la Halshrücke.	2,578	»	»		

Comb. pour la fonte.	Coke.	15,898 m.c.	226 25	262 26
	Charbon de bois. . . .	5,179	36 01	
Comb. pour le grillage des mattes.	Bois flotté.	0,507	14 08	33 43
	Houille maréchale. . .	0.669	15 97	
	Houille schisteuse. . .	0,177	3 58	
Main d'œuvre.	Pour la fonte.	»	64 03	79 55
	Pour le grill. de la matte.	»	15 52	
	Somme totale des frais. . .			3636 31

FONTE EN CUIVRE NOIR.

Produits et consommations pour un seul fourneau en une semaine.

Matières traitées.

k.		Plomb.	Cuivre.	k.	Argent. gr. c.
18,411	matte cuivreuse contenant. . . .	»	»	24	412 94
7,962	matte mince.	»	»	9	951 77
15,923	scories de la Halsbrücke. . . .	»	»	»	» »
42,296	somme.	»	»	34	364 71

Production.

k.			k.	k.	gr. c.
7,364	cuivre noir.	»	4603	24	222 46
8,459	matte mince.	»	»	10	573 75
26,372	scories.	»	»	1	030 16
	Somme. . .	»	4603	35	826 37
	Gain. . . .	»	»	1	441 66

Consommation en combustible.

		mèt. cub.
Pour la fonte.	Charbon de bois. . . .	11,105
	Coke de Dœhlen. . . .	24,990
P. gr. des mat.	Bois.	48,616

Frais.

		k.	fr.	fr.
Prod. chargés.	Matte cuivreuse. . . .	10,000	3725 21	6850 29
	Matte mince.	4,325	3125 08	
	Scories de la Halsbrücke.	8,650	» »	
Comb. pour la fonte.	Charbon de bois. . . .	0,603 m.c.	41 93	247 35
	Coke de Dœhlen. . . .	13,729	205 42	
Comb. pour le grillage des mattes.	Bois.	16,385	122 05	122 05
Frais de main d'œuvre.	Pour la fonte.	»	63 19	86 28
	Pour le grill. des mattes.	»	23 09	
	Somme des frais. . . .			7305 97

TRAITEMENT DU PLOMB ARGENTIFÈRE.— COUPELLATION.

Indépendamment des mémoires relatifs à l'extraction du plomb ou à celle de l'argent, on peut consulter ; relativement à la coupellation, les articles suivants :

Sur *la coupellation et le traitement de la galène argentifère*; par M. Berthier. *Ann. des mines*; série I, T. 5, p. 333.

Sur *les avantages que présente l'affinage du plomb d'œuvre dans les coupelles faites avec de la marne*; par M. Karsten. *Ann. des mines*, série I, T. 10, p. 531.

Des *phénomènes que présentent quelques métaux, quand on les soumet à la coupellation, soit seuls, soit alliés entre eux*; par M. Chaudet. *Ann. des mines*; série I, T. 5, p. 181.

De l'abstrich *ou litharge noire*; par M. Berthier. *Ann. des mines*, série I, T. 8, p. 905.

2643. Le traitement des alliages de plomb et d'argent a pour but de séparer ces deux métaux, et s'exécute au moyen de la coupellation. Dans cette opération, le plomb converti en oxide, forme les litharges que l'on verse dans le commerce ou que l'on ramène à l'état métallique, et l'argent purifié est lui-même livré au commerce. Il suffit, pour obtenir ce résultat, de chauffer l'alliage au rouge et de l'exposer à l'action d'un courant d'air. La litharge en fusion, plus légère que l'argent, se porte vers la partie supérieure du bain et s'écoule. L'argent finit par se concentrer dans le résidu métallique, autant que l'on veut; il suffit de prolonger plus ou moins l'opération, et de donner un coup de feu d'autant plus intense que l'on est plus près de l'époque où l'argent est complétement purifié.

Cette opération se pratique dans un four à réverbère, dont la sole est remplacée par une vaste coupelle. De là, le nom de *coupellation*, par lequel on la désigne. Les coupelles employées sont tantôt faites avec des cendres, tantôt avec de la marne. Nous discuterons plus loin les motifs qui doivent déterminer le choix. Ces coupelles sont ordinairement circulaires; mais cependant, on les fait ovales en Angleterre. La première forme offre des avantages qui paraissent certains. Enfin, dans la même coupelle, on ne charge ordinairement qu'une seule dose de plomb, c'est-à-dire autant qu'elle en peut contenir. A mesure que l'oxide se forme, on le fait écouler par une échancrure qu'on approfondit successivement. Dans quelques usines, au contraire, on fait arriver dans le bain de nouvelles doses de plomb, qui maintiennent le niveau du métal, ce qui permet l'écoulement continu des litharges. Ce n'est qu'après avoir ajouté ainsi une quantité de plomb plus ou moins considérable, que l'on abandonne l'opération à elle-même, et que l'on creuse la rigole d'écoulement des litharges, à mesure que le niveau du bain s'abaisse. Ce dernier procédé offre des inconvénients, qui ont fait renoncer à son emploi dans la plupart des usines.

L'esquisse du procédé que nous venons de tracer permet de comprendre qu'il est applicable à tous les plombs argentifères, qu'elle qu'en soit l'origine. On traite donc par la coupellation.

1° Les plombs argentifères provenant des mines de plomb argentifères. Ces plombs s'obtiennent par les procédés qui conviennent au

traitement des mines de plomb, en général; ils sont connus sous le nom de *plombs d'œuvre*;

2° Les plombs argentifères provenant du fondage des minerais d'argent. Ceux-ci peuvent offrir une richesse en argent, qui se rencontre rarement dans les premiers.

3° Les plombs argentifères, qui se forment dans l'opération de la liquation, que nous décrirons dans les pages qui suivent;

4° Les plombs argentifères, qui s'obtiennent par le fondage des cendres d'orfévres, et autres produits analogues avec des litharges ou des matières plombeuses;

5° Enfin, les plombs de toute sorte, tenant argent, quelle que soit leur origine, peuvent être soumis à cette opération.

2644. Nous nous occuperons principalement ici des plombs d'œuvre provenant des minerais de plomb argentifère, car les phénomènes qu'ils présentent sont assez compliqués, pour qu'on puisse y puiser des notions générales applicables à toutes les autres variétés.

Nous avons déjà fait remarquer la différence, qui existe entre les plombs d'œuvre extraits au commencement, ou à la fin des fondages des minerais de plomb argentifères. Ce fait était déjà connu des anciens métallurgistes. M. Fournet a voulu se rendre un compte exact de cette différence, et il a soumis à l'essai des plombs de la même charge, provenant des percées successives qui avaient eu lieu. Voici les quantités d'argent fournies par 10 gram. de chaque plomb :

1re percée.	2e	3e	4e	Plomb des crasses.
0,055	0,045	0,030	0,028	0,011.

Les crasses étaient passées au fourneau à manche.

Il est évident par conséquent, que le sulfure d'argent tend à passer, pour la majeure partie, dans les premiers plombs, et si quelque chose doit surprendre, c'est qu'il n'y entre pas tout entier. Comme l'argent peut former des combinaisons stables, il est à croire que c'est à son passage à l'état de sulfate ou d'oxisulfure, qu'il faut attribuer la résistance qu'il oppose à sa réduction immédiate. M. Fournet pense que c'est un oxisulfure que l'argent produit d'abord; mais cette opinion n'est pas démontrée. On pourrait éclaircir ce point, sinon par des analyses des produits d'usines, du moins par des essais faits sur des mélanges bien connus.

2645. La quantité d'argent nécessaire, pour qu'un plomb d'œuvre puisse être exploité avec profit, varie dans des limites déterminées par les prix du combustible, de la main d'œuvre et du plomb. Quand les deux premiers augmentent et que le dernier baisse, on conçoit qu'il faut plus d'argent pour couvrir les frais d'exploitation. Quand le plomb est cher, que la main d'œuvre et le combustible sont à bas prix, on peut affiner des plombs, ou plutôt, traiter des mines de plomb argentifère, qui n'en seraient pas susceptibles en d'autres circonstances. La valeur réelle de l'argent et celle du plomb, ont

éprouvé une diminution, qui explique comment il existe beaucoup d'anciennes exploitations qu'on a successivement abandonnées.

On peut évaluer, dans l'état actuel des choses, à 0,0015 ou 0,0020, la quantité d'argent nécessaire pour qu'un plomb d'œuvre puisse être traité avec bénéfice. Mais ce rapport n'est pas absolu, et il doit varier avec les circonstances locales et les époques. Voici, du reste, l'indication des richesses de quelques uns des plombs d'œuvre des usines les plus remarquables.

Plomb d'œuvre de Pezay. .	0,0016
Id. de Conflans. . . .	0,0021
Id. de Poulaouen. . .	0,0017
Id. de Pontgibaud. . .	0,0027

Ajoutons, que l'on ne pourrait traiter, sans perte, des plombs d'œuvre trop riches. Les litharges entraîneraient trop d'argent. Au delà de 0,008, il devient difficile de coupeller sans déchet, et il convient alors d'assortir ces plombs riches avec des plombs d'œuvre communs.

Avant d'examiner plus en détail la nature des plombs d'œuvre et les modifications que le traitement leur fait éprouver, nous allons décrire l'opération elle-même.

2646. *Coupellation ordinaire*. Les fourneaux employés dans cette opération sont des fourneaux à réverbère convenablement modifiés. La partie supérieure, dôme ou réverbère, est tantôt fixe, tantôt, et même le plus souvent, mobile. Dans ce dernier cas, on l'enlève à l'aide d'une grue, afin de reconstruire librement la sole qui a besoin de l'être à chaque opération. Le vide intérieur a la forme d'une lentille; la sole étant creusée en une espèce de coupe, et la voûte étant très-surbaissée. Pour donner à la voûte la courbure convenable, il suffit de la diriger de manière que la flamme vienne se projeter au centre de la coupelle. Ce point doit être le lieu du maximum de température, afin que, vers la fin de l'opération surtout, l'alliage qui s'y rassemble éprouve la chaleur nécessaire, qui doit aller en croissant, à mesure que l'opération s'avance. La partie supérieure de la sole présente une échancrure, qui laisse couler l'oxide de plomb fondu : vis-à-vis celle-ci, s'en trouve une autre destinée au passage de deux tuyères qui amènent le vent produit par deux grands soufflets. Lorsque la voûte du fourneau est mobile, elle est en fer; dans le cas contraire, on ménage à la partie supérieure une ouverture, qu'on ferme avec une plaque de tôle pendant l'opération, et qu'on enlève pour laisser passer l'ouvrier chargé de réparer la sole.

C'est la construction de la sole qui caractérise surtout ce genre de fourneau. Pour remplir le but qu'on se propose, la sole doit être peu poreuse, peu perméable à l'oxide de plomb, quoique peu attaquable par ce corps. Dans la coupellation en grand, l'oxide de plomb ne doit pas s'imbiber dans la coupelle; il est, au contraire, recueilli à l'état

de litbarge qui s'écoule. La coupelle n'a donc pas besoin d'être poreuse, comme celle que les essayeurs emploient. C'est là ce qui doit régler le coupelleur, car du reste, relativement à l'argent, la coupelle est toujours assez compactes pour prévenir l'écoulement de ce métal fondu. On la construit avec des cendres lessivées. On étend la matière sur une grande aire ; on la bat fortement avec des pilons de bois, en ayant soin d'écarter les portions qui résistent à leur action ; on la crible ensuite, et on la mêle avec moitié de débris d'ancienne sole bien exempte d'oxide de plomb, et préalablement passée au crible. Le mélange fait, et arrosé d'une quantité d'eau suffisante, pour lui donner du liant, on l'introduit, par portions, dans le fourneau, et le coupelleur l'étend par assises et le bat avec le poing et un pilon, en allant de la circonférence au centre. A chaque fois, il l'égalise : enfin, il trace au couteau, une rigole vers le milieu de la sole, et l'ouverture pour la litharge.

Aussitôt que la sole est préparée, on la sèche, en brûlant dans son intérieur un mélange de bois et de charbon. On la recouvre ensuite d'un lit de paille, sur lequel on place les saumons de plomb d'œuvre. On commence le feu, et on le pousse vivement jusqu'à ce que le plomb rougisse; alors on donne le vent. Une demi-beure après, le bain devient clair et bien liquide. On laisse tomber un peu le feu, le plomb s'oxide, la litharge se forme et commence à couler ; peu à peu, l'argent se concentre : il est essentiel que le vent soit uniforme, et le feu bien ménagé ; sans ces précautions, une partie de l'argent pourrait se volatiliser. Enfin, il faut avoir soin de faire écouler la litharge, que le vent amène à la partie de la sole opposée à celle où se dirige la buse, de manière à ce qu'il en reste toujours une couronne de neuf à douze pouces autour du bain. Lorsque l'oxidation du plomb est très-avancée, il arrive un moment où les fumées qui remplissaient le fourneau disparaissent brusquement ; le culot d'argent se découvre tout à coup, en produisant une espèce de fulguration. On introduit aussitôt de l'eau dans la sole, et on en retire le culot d'argent, dès qu'il est refroidi.

Cette espèce d'éclair qui termine la coupellation n'indique pas que l'argent soit pur, et ne doit point être confondu avec l'éclair qui s'observe dans la coupellation des essayeurs, quand le bouton d'argent passe à l'état solide. Ici, la disparition des fumées indique seulement, qu'à la température que le fourneau peut produire, le plomb allié encore à l'argent ne peut plus s'oxider. De sorte que l'argent restant retient plus ou moins de plomb, selon le degré de feu que l'on peut donner. Mais, bien qu'en principe, cette limite puisse varier beaucoup, néanmoins, on adopte des dispositions telles dans la construction des fourneaux, que l'argent coupellé se trouve toujours ramené à peu près au même titre.

2647. L'argent ainsi obtenu, ne pourrait être livré au commerce,

ou aux hôtels des monnaies. Il exige une manipulation nouvelle, analogue à la précédente, qu'on appelle *raffinage*. Ce raffinage s'exécute dans une coupelle, faite en remplissant de cendres fortement tassées, un vase de tôle, de 12 pouces de diamètre, sur 8 pouces de hauteur. On y forme ensuite, au couteau, un creux de grandeur convenable. La coupelle étant préparée, on la chauffe, en ayant soin de la placer dans le fourneau, de manière à pouvoir diriger dans son intérieur le vent des soufflets. D'un autre côté, on chauffe au rouge deux culots d'argent provenant de l'opération précédente; et, lorsqu'ils ont atteint cette température, on les brise, au marteau, en fragments de trois à six pouces carrés: alors, on met du papier dans la coupelle, puis les morceaux d'argent. Enfin, on ajoute du charbon et on porte la température au rouge. Au bout de trois quarts d'heure, on donne le vent, et on continue à ajouter du charbon, jusqu'à ce qu'il y ait fusion complète. Lorsque le bain est suffisamment chaud, on retire ces charbons et on les remplace par de longs et gros charbons, dont on recouvre le têt. Le vent donnant sur la surface du bain, qu'on remue constamment, on voit le plomb s'oxider et former des scories qu'on enlève avec soin. Au bout de trois quarts d'heure, l'argent est purifié. La surface du bain devient miroitante, et une verge de fer introduite d'un quart de pouce dans le bain, et retirée subitement, en sort chargée d'un bouton, qui se répand bientôt de tous côtés. A ces caractères, on reconnaît que l'opération est terminée; on retire les charbons; on arrête le vent, et on termine le refroidissement, en versant de l'eau sur la coupelle: on retire ensuite le culot qu'on nettoie, et dont on détache quelques fragments, pour en déterminer le titre par des essais en petit.

2648. *Coupellation anglaise*. L'affinage du plomb s'opère en Angleterre dans un fourneau à réverbère, qui ne diffère du fourneau à réverbère communément employé, que par une ouverture pratiquée dans la sole, destinée à recevoir la coupelle formée d'un mélange de cendres d'os et de cendres de végétaux. C'est dans cette coupelle, que le plomb qu'on veut coupeller est soumis à l'action combinée de la chaleur et de l'air.

Le succès de l'opération de l'affinage dépend essentiellement de la bonne qualité de la coupelle. Voici la manière de la former.

On fait un mélange de bonnes cendres de fougères et de cendres d'os bien calcinées; ces dernières entrent pour 1/8 ou 1/16 suivant la pureté de la cendre de fougère qu'on emploie. Celle-ci, en raison de la forte proportion de potasse qu'elle contient, possède la propriété de vitrifier en partie la cendre d'os, de faire disparaître sa friabilité et de rendre la coupelle plus durable. On passe le mélange dans un tamis dont les fils sont espacés d'une ligne et demie, et on l'humecte comme le sable des fondeurs. Ensuite, on place un châssis de fer sur la sole du fourneau, où il est fixé par des brides; on y répand les

cendres à deux pouces environ d'épaisseur, et on les tasse entre les lames transversales du châssis, avec un pilon semblable à celui des mouleurs, en manœuvrant en ligne spirale de la circonférence au centre. On répète cette opération, et le châssis étant rempli, on creuse avec une spatule ou bêche tranchante et carrée, la masse ainsi formée, jusqu'à ce qu'elle n'ait plus que 0m,019 d'épaisseur dans le fond, au dessus des barres du châssis. On laisse un rebord de 0m,051 de large à la partie supérieure, et de 0m,064 à la partie inférieure, excepté sur le devant appelé *poitrine*, qui a 0m,128 d'épaisseur. Dans cette partie antérieure, on creuse une ouverture de 0m,032 de large, et 0m,15 de long, avec laquelle communique l'issue de la litharge. Enfin, on retourne la coupelle et on la débarrasse de toutes les cendres qui ont pu adhérer, soit au fond, soit à la surface inférieure, soit sur les barres transversales du châssis. En plaçant la coupelle sur la sole du fourneau, on la saupoudre de cendres.

Le châssis, dont le cercle doit être luté avec de l'argile ou des cendres humides, est placé sur les barres de fer servant de supports, et maintenu par des brides sur la sole du fourneau, de manière que la poitrine de la coupelle soit tournée vers l'ouverture qui communique au bassin de réception *h* (pl. 52, fig. 6).

Alors, on allume le feu, et on l'active, jusqu'à ce que la coupelle soit chauffée au rouge. Il faut pousser le feu avec beaucoup de ménagement, afin de ne pas faire éclater la coupelle ; ce qui arriverait infailliblement, si une chaleur trop brusque faisait évaporer trop vite l'eau qu'elle contient. On juge qu'elle est suffisamment sèche, lorsqu'il ne s'échappe plus de vapeurs de sa surface inférieure.

A l'aide d'une casserolle ou cuiller de fer, on remplit presque entièrement l'excavation E, de plomb argentifère préalablement fondu; cette opération terminée, on ferme les ouvertures *gg*, et on augmente la chaleur, jusqu'à ce que la litharge surnage le bain. Ensuite l'ouvrier, avec un couteau crochu, forme une rigole sur la poitrine de la coupelle, pour favoriser l'écoulement de la litharge, qui étant chassée vers la partie antérieure de la coupelle, par le vent des soufflets qu'on dirige sur la surface du bain, tombe sur l'aire de la fonderie. On ajoute, peu à peu, une quantité de plomb égale à celle qui s'est réduite en litharge, et lorsque la rigole est tellement approfondie qu'il ne reste plus qu'un pouce de ce métal dans la coupelle, on arrête les soufflets, on bouche la rigole avec des cendres humides, et l'on en pratique une autre près de la première. On charge de nouveau la coupelle, cependant moins qu'auparavant, et on recommence l'opération, que l'on continue jusqu'à ce que cette seconde rigole soit assez creusée, pour ne laisser dans le bain qu'environ cinquante à soixante-dix livres de plomb argentifère ; cette masse est versée dans une lingotière, et conservée jusqu'à ce qu'on en ait recueilli suffisamment pour la convertir en un lingot d'argent pur, par le procédé du raffinage.

La coupelle étant retirée du fourneau et brisée, se trouve uniformément pénétrée de litharge, mais à une profondeur peu considérable. La partie non imprégnée de cet oxide, est pulvérisée, et mêlée ensuite avec de nouvelles cendres pour former une autre coupelle.

2649. Le raffinage de l'argent ne diffère pas de l'opération précédente. Cependant, il faut y apporter plus de soins, et éviter que la litharge entraîne aucune particule d'argent métallique. A mesure que l'opération avance, et que la proportion de l'argent augmente, la litharge prend une couleur plus foncée, et alors, il est nécessaire d'activer le feu. On est averti par l'éclair, du moment où ce métal se trouve presque pur.

L'intérieur du fourneau, qui jusqu'alors avait été obscurci par les vapeurs du plomb, s'éclaircit peu à peu. Dès que la surface du bain est parfaitement nette et brillante, on arrête l'action des soufflets, on éteint le feu, et on laisse refroidir le fourneau. On voit alors, par le refroidissement, des globules monter à la surface du bain, d'où l'argent jaillit avec force et retombe ensuite dans la coupelle.

Les dernières litharges entraînent une portion considérable d'argent, que l'on obtient après leur réduction, en coupellant le plomb d'œuvre qu'elles fournissent.

2650. *Coupelles de marne.* La coupellation a lieu depuis quelques années dans des coupelles de marne, dont l'emploi, adopté à Freyberg, était déjà en usage à Poullaouen. On bat la marne pulvérisée, tamisée et séchée, sur la sole en briques, et l'on donne à la surface une forme approchant de celle d'une calotte sphérique, mais en différant, cependant, par la position du point le plus bas, qui se rapproche davantage du côté de la tuyère. On sèche avec autant de soin que possible cette coupelle, en la frottant avec de la poussière de vieille coupelle. Du point le plus bas, comme centre, on décrit un cercle d'environ 10 pouces de rayon et on creuse d'un demi-pouce, la coupelle dans toute l'étendue de la surface de ce cercle, afin de ménager une place pour le gâteau d'argent. A défaut de marne, on se sert d'un mélange de 27 parties de calcaire, et de 5 parties d'argile.

La coupelle étant achevée, on la couvre de plomb; on met le chapeau, on donne le vent, d'abord faiblement; on fait un feu de bois sur le plomb même et à l'extrémité de la grille. Le plomb ne tarde pas à entrer en fusion; au bout d'environ dix minutes, ce bain est presque entièrement liquide. La grille est couverte de bois; la flamme traverse le fourneau. L'ouvrier découvre le bain de charbons, et bientôt les abzugs ou premières crasses se forment; on augmente un peu le vent, et on retire les crasses, de temps en temps, au moyen d'un râble. Neuf heures après le commencement de l'opération, paraissent les *abstrichs*. On augmente encore un peu le vent, et on couvre la grille de combustible. Peu à peu, la nature des abstrichs change, et au bout de trois heures, on commence à recueillir les

mauvaises litharges. On augmente encore le vent, mais on ralentit le feu; ensuite, on ajoute quelques pains de plomb solide, et on continue ainsi de deux heures en deux beures, jusqu'à ce qu'on ait chargé de 100 à 102 quintaux de plomb; alors les litharges deviennent de bonne qualité, et on en recueille de semblables, jusqu'au lendemain matin. On augmente graduellement la chaleur vers le terme de l'opération, afin de tenir toujours le bain en fusion. On rassemble, à la fin, les litbarges dans une cavité creusée dans la coupelle même, et trente-deux beures après le commencement de l'opération, l'éclair a lieu. On jette de l'eau chaude sur le gâteau d'argent, on le retire, et on le porte au magasin.

On coupelle rarement à Freyberg des plombs d'œuvre renfermant au delà de 0,0094 d'argent. Il passe alors trop de métal fin dans les litharges et dans la coupelle. Rarement aussi, en coupelle-t-on qui en contiennent moins de 0,0025. Ordinairement, on ne soumet à cette opération que des plombs de 0,0062. On assortit les plombs d'œuvre riches et pauvres, peu cuivreux et très-cuivreux. Le cuivre favorise la scorification.

2651. Les produits obtenus sont, comme à l'ordinaire, l'argent de coupelle, les litbarges, abstrichs, abzugs et fonds de coupelle. L'argent de coupelle est raffiné dans des coupelles formées avec un mélange d'une partie de chaux et de deux parties de cendres de bois dur. L'opération a lieu sous un simple manteau de cheminée, et à l'aide du vent horizontal d'un soufflet, dont la buse est placée à quelques lignes au dessus du bain. La cheminée est munie de cbambres de condensation. Le feu de bois est dirigé de manière que le métal soit toujours tenu en fusion. On évite une chaleur plus élevée que celle qui est absolument nécessaire pour atteindre ce point. L'essayeur prend de temps à autre des essais, avec une petite tige recourbée à laquelle s'attache un dé d'argent. Le raffinage est achevé, lorsque l'espèce de voile noir qui descend le long de la goutte pendant le refroidissement; s'abaisse bien uniformément, et que le dé refroidi, est d'un blanc parfait.

La conduite du feu, dans cette opération, est tout à fait la même que dans l'essai d'argent.

Quand l'argent de coupelle contient beaucoup de plomb, on ajoute du cuivre pour faciliter l'oxidation du plomb; quand, au contraire, comme celui qui provient des minerais amalgamés, il contient beaucoup de cuivre, on ajoute du plomb.

Il y a deux chambres de condensation, l'une au dessus de l'autre. On y recueille tous les trimestres la poussière : celle de la chambre inférieure contient, terme moyen, environ 5 marcs d'argent par quintal et celle de la cbambre supérieure de 1 à 2 marcs.

2652. Les épreuves comparatives auxquelles on a soumis les fourneaux à coupelle de marne, ont fourni les résultats suivants : On a

obtenu une plus grande quantité de litharge marchande, ainsi qu'une plus grande quantité de litharge à réduire. Les fonds de coupelle ont diminué dans le même rapport. On a donc évité ainsi, une partie des frais et de la perte en plomb qui est occasionnée par le traitement des fonds de coupelle. Outre ces avantages, les coupelles de marne ont fourni une quantité d'argent plus considérable, tellement même, que cette circonstance seule devrait décider à leur accorder la préférence. A la vérité, la marche de l'opération a paru un peu plus lente, et la consommation de combustible s'en est trouvée un peu augmentée; mais la différence est peu importante, et résulte apparemment de la lenteur qu'un écoulement plus complet des litharges, apporte à l'oxidation du plomb.

2653. Revenons, maintenant, sur la théorie qui explique les divers faits que l'on observe dans la coupellation. Les plombs d'œuvre traités sont toujours fort impurs, car les galènes argentifères elles-mêmes sont accompagnées de substances métalliques assez variées. Il suffit, d'ailleurs, que le plomb puisse se coupeller, et comme des plombs même très-impurs, sont dans ce cas, on ne cherche pas à augmenter, sans nécessité, la difficulté de leur extraction. Ce sont donc généralement des plombs impurs que l'on passe à la coupelle.

Le premier effet qu'ils éprouvent de la part du feu, consiste en une véritable liquation, qui, faisant couler le plomb purifié, en sépare divers sulfures moins fusibles et plus légers que lui. Ces sulfures surnagent, et sont enlevés avant de donner le vent. Ce sont les *abzugs*.

Les soufflets mis en jeu, l'oxidation commence; et à mesure que l'oxide de plomb prend naissance, il s'unit aux sulfures acides, c'est-à-dire, à ceux d'arsenic ou d'antimoine, que la liquation précédente n'avait pas enlevés. Il se forme ainsi des litharges impures contenant de l'antimoine ou de l'arsenic, tantôt à l'état de sulfure, tantôt, et ordinairement plus tard, à l'état d'acides oxigénés. Ces premières litharges portent le nom d'*abstrichs* ou *litharges noires*.

Voici, comme exemple, l'analyse des abstrichs de l'usine de Pontgibaud, faite par M. Berthier.

Oxide de plomb	89,2
Oxide d'antimoine arséniaté.	5,8
Oxide de fer.	0,6
Argile.	4,4
	100,0

Quand la formation des abstrichs cesse d'avoir lieu, la litharge commence à devenir marchande. Elle n'est pourtant pas pure; car, à cette époque, le cuivre contenu dans le bain s'oxide à son tour. Ainsi, les premières litharges marchandes sont cuivreuses.

Nous citerons encore ici, l'analyse des premières litharges de l'usine Pontgibaud; elles renferment, d'après M. Berthier,

Oxide de plomb.	98,0
Oxide d'antimoine arséniaté.	1,1
Oxide de cuivre.	traces.
	99,1

Mais, comme le cuivre s'oxide plus aisément que le plomb, il est facile de concevoir que ces litharges vont en s'améliorant, et que la proportion de cuivre diminue, à partir du commencement, jusqu'à la fin de leur production.

Quand on approche du terme de la coupellation, il se forme une nouvelle variété de litharges, connues sous le nom de *litharges riches*. Elles renferment, en effet, de l'argent métallique en grenailles disséminées, et doivent être recueillies et réduites, pour en retirer cet argent dans une nouvelle coupellation.

Enfin pendant toute la durée de la production des litharges, il se forme des traces d'oxide d'argent, qui s'unit à l'oxide de plomb. Cet oxide d'argent se retrouve dans presque tous les produits préparés avec les litharges, c'est-à-dire, l'acétate de plomb, la céruse de Clichy, le sulfate de plomb des ateliers de toiles peintes, etc.

De même que la composition des litharges varie aux diverses époques de la coupellation, de même aussi les produits volatilisés ou entraînés, qui forment la fumée, présentent des variations correspondantes. Pendant la formation des abstrichs, les fumées sont blanches, et consistent essentiellement en sulfate et arséniate de plomb. Pendant la formation des litharges, c'est de l'oxide de plomb pur qui compose les fumées.

M. Berthier a fait l'analyse des fumées, qui se produisent à Pontgibaud, et qui se déposent sur les parois des murs, hors du fourneau de coupelle; ce sont des fumées blanches. Il y a trouvé :

Sulfate de plomb. . .	20
Arséniate de plomb. .	10
Carbonate de plomb. .	33
Argile.	20
Carbonate de chaux. .	17
	100

Les deux dernières substances sont accidentelles, et proviennent du mur lui-même, d'où on les a détachées en raclant la fumée. Le carbonate de plomb provient de l'action que l'oxide, déposé d'abord, a exercé sur l'acide carbonique de l'air ambiant.

La coupellation terminée, il faut encore tirer parti des débris de coupelle, des abstrichs et des litharges obtenues. Celles-ci sont quelquefois versées dans le commerce; mais, faute de débouchés suffisants, ou bien en raison de leur aspect, qui n'est pas marchand, on est souvent obligé de les réduire. Les abstrichs sont toujours réduits. Comme les litharges donnent, en général, du plomb très-doux, et les abstrichs

un plomb dur et aigre, il faut toujours réduire séparément ces deux classes de matières.

C'est au moyen du fourneau écossais que l'on réduit toujours les litharges ou les abstrichs. Les scories qui proviennent de ces fondages, sont riches : elles doivent être repassées au fourneau à manche.

2654. On voit, d'après tout ce qui précède, que la coupellation n'est pas une opération absolue ; elle extrait une partie de l'argent renfermé dans le plomb; mais elle en laisse dans tous les produits oxidés qui se forment, et d'autant plus, que le plomb est plus riche. De telle sorte, qu'un plomb trop riche, qui serait coupellé, fournirait beaucoup de litharges capables de reproduire un nouveau plomb d'œuvre par leur réduction. Ce serait donc seulement, par une suite d'opérations semblables, que l'on parviendrait à appauvrir convenablement le plomb, sans jamais atteindre le résultat absolu, qui consiste à retirer tout l'argent contenu dans le plomb. Toutes les opérations de coupellation présentent, plus ou moins, ce résultat et donnent des litharges riches, qui reproduisent de nouveaux plombs d'œuvre.

On appréciera facilement ce point de vue, en jetant les yeux sur le tableau suivant, dressé par M. Berthier :

Quantités d'argent contenues dans 1000 *kilogr. des divers plombs obtenus à Pezey.*

Origine des plombs.	Argent contenu.	
Premier plomb d'œuvre du schlich. . .	2 kil.	289000
Plomb des crasses du schlich.	0	861150
Plomb total du schlich.	2	198550
Premier plomb d'abstrich, etc.	2	775580
Plomb des crasses d'abstrich, etc. . . .	0	965520
Plomb total d'abstrich. etc.	2	568900
Premier plomb de coupelle riche. . . .	1	895810
Plomb des crasses de coupelle riche. . .	1	000000
Plomb total de coupelle riche.	1	614430
Plomb de litharge.	0	098790
Plomb de coupelle ordinaire.	0	525190
Argent en gâteaux.	954	689000

2655. Nous ne connaissons pas les résultats économiques de la méthode de coupellation employée en Angleterre; mais il n'en est pas de même pour la coupellation ordinaire, ainsi que pour celle qui s'exécute dans les coupelles de marne.

Voici d'abord les résultats relatifs à la coupellation ordinaire dans les coupelles de cendre, telle qu'on la pratiquait à Pezay.

MATIÈRES successivement fondues et produites.			CONSOMMAT.	
Désignation.	Quantités.	Argent contenu.	Bois.	Charb.
	k.	k.	st.	charg.
Plomb d'œuvre.	1000.000	2.198350	0.784	0.012
Abstrich et dern. litharge. . . .	28.000	. . . . .	0.011	0.150
Plomb d'œuvre d'abstrichs. . .	25.000	0.065710	. . .	. . .
Coupelle ordinaire.	128.000	. . . . .	0.054	1.120
Plomb de coupelle ordin. . . .	89.520	0.128861	. . .	. . .
Coupelle riche.	14.000	. . . . .	0.011	0.144
Plomb de coupelle riche. . . .	11.000	0.018580	. . .	. . .
Litharge marchande.	85.000	. . . . .	. . .	. . .
Plomb de litharge march. . . .	75.000	0.007420	. . .	. . .
Litharge à revivifier.	857.000	. . . . .	0.173	2.006
Plomb de litharge à revivifier. .	777.000	0.076900	. . .	. . .
Argent en gâteaux.	2k.233240	2.142100	. . .	. . .
Argent fin.	2. 132100	2.152100	. . .	. . .
Totaux. . . .	. . . . .	. . . . .	1.033	3.432

On a réuni dans le tableau suivant tous les renseignements économiques, relatifs à une opération de coupellation exécutée à Freyberg, dans des coupelles de marne.

Charge.	Plomb. k.	Argent. k.	gr.	c.
5,038 k. plomb d'œuvre contenant.	5012	25	750	21

Production.	Argent raffiné. k.	g.	c.	Argent fin. k.	g.	c.
27 k. 242 gr. 97 cent. argent de coupelle, qui ont donné.	25	624	16 cont.	25	14	52

		Plomb.			
946k.	litharges jaunes, contenant	851 k.	»	»	»
1,692	litharges noires. . . .	1525	»	»	»
746	litharges à révivifier. .	672	»	»	»
747	litharges pauvres. . . .	677	»	»	»
249	abstrichs	174	»	»	»
4,380	litharges et abstrichs. .	3897	25k.	14g.	52
1,094	fonds de coupelle. . . .	767	»	342	09
	Somme.	4664	25	356	61
	Perte.	348	»	»	»

Consommation.

Marne. . . . . 647 kilog.
Bois. . . . . 5 mètr. cub. 209

Frais pour 100 quintaux métriques.

		fr.	c.
Plomb d'œuvre. . . .	100 quint. mét.	15,875	45
Bois.	10,47 m. cub.	48	59
Marne.	15 quintaux. .	4	51
Frais de main d'œuvre.		21	50
Somme totale des frais.		15,949	85

TRAITEMENT DU CUIVRE ARGENTIFÈRE. — LIQUATION.

2656. Dans les méthodes que nous venons de faire connaître, le cuivre ne se rencontre généralement qu'en petite quantité, et n'entre pour rien dans le calcul économique des opérations. On peut toutefois avoir à traiter des composés qui renferment beaucoup de cuivre, et dans lesquels même, il n'y ait avantage pour l'exploitant, qu'en raison de la production simultanée du cuivre et de l'argent. Si, par exemple, l'extraction de l'argent couvrait seulement les frais, il faudrait bien, pour réaliser un bénéfice, que le cuivre lui-même fût susceptible d'être retiré en quantité considérable, des matières exploitées. On est donc conduit à diviser encore ici le traitement des minerais d'argent en deux séries. L'une, renfermerait les minerais cuivreux, pauvres en cuivre, dans lesquels la production de ce métal serait regardée comme accidentelle; l'autre, contiendrait les minerais cuivreux riches en cuivre, et dans lesquels la production de ce métal serait regardée comme essentielle. Ce sont ces derniers que nous confondrons sous le nom de *cuivres argentifères*.

Les cuivres argentifères peuvent provenir des mines directement, quand celles-ci sont argentifères. Souvent aussi, ces cuivres sont des alliages commerciaux, dont il est avantageux de séparer les éléments, par diverses circonstances qu'il serait trop long d'énumérer ici. Nous prendrons d'abord le cas le plus compliqué, et nous examinerons successivement les méthodes assez nombreuses que l'on a mises en pratique pour ce genre de traitement. Il est clair que le traitement complet d'un minerai de cuivre argentifère, nous offrira plus de difficultés que celui d'un alliage quelconque. Nous étudierons donc, en premier lieu, le traitement complet, et nous indiquerons, en terminant, les méthodes plus simples, qui ont pour but le raffinage des alliages cuivreux eux-mêmes.

2657. Quand les minerais de cuivre contiennent une quantité de sulfure d'argent assez grande pour qu'on trouve de l'avantage à l'extraire, on traite les mattes ou le cuivre noir qui en provient, par la liquation ou même par l'amalgamation. C'est ce qui arrive dans l'exploitation du pays de Mansfeld, décrite avec soin par M. Manès dans un mémoire récent (1). Nous allons en examiner, d'après cet important travail, les procédés et les produits.

(1) Ann. des mines, T. 9, p. 3 et suivantes :

On trouve dans les divers districts du pays de Mansfeld, des minerais qu'on peut partager en trois classes, selon leur teneur en argent.

L'exploitation s'exécute par des procédés analogues d'abord, à ceux que nous avons décrits relativement au cuivre lui-même ; mais une fois parvenu à l'état de cuivre noir, le traitement change, parce que l'argent qui a constamment accompagné le cuivre, se trouve suffisamment concentré, pour qu'on puisse procéder à la séparation des deux métaux.

On exploite à Mansfeld des schistes argilo-calcaires très-bitumineux, quelquefois assez même pour brûler sans addition de combustible. Outre la gangue argileuse, calcaire ou ferrugineuse dans des proportions variables, ces schistes renferment du cuivre pyriteux, du cuivre sulfuré, et quelques minerais de cobalt argentifères, très-disséminés. La teneur en argent est telle, que le minerai brut peut fournir de 104 à 116 grammes d'argent pur, pour 1000 kilog. de minerai; ce qui fait entre 1/9000 et 1/10000 de son poids. Lorsqu'on expose ces schistes, en vase clos, à l'action de la chaleur, ils donnent de l'eau, des huiles bitumineuses et du soufre ; par le grillage, ils produisent de l'acide sulfureux mêlé de vapeurs bitumineuses, et ils perdent leur couleur noire, pour en prendre une d'un brun-rougeâtre clair. Voici l'analyse que M. Berthier en a donnée.

Minerai de Mansfeld crû.

Silice.	40,00
Alumine.	10,70
Oxide de fer.	5,00
Carbonate de chaux. . .	19,50
Carbonate de magnésie. .	6,50
Cuivre pyriteux.	6.00
Potasse.	2,00
Eau et Bitume.	10,50
	100,00

Cette analyse ne doit servir qu'à donner du minerai une idée très-générale, car, comme on le conçoit bien, sa composition est variable. Il est presque inutile de faire observer que dans des expériences faites en petit, l'on peut à peine parvenir à constater la présence de l'argent, et qu'on ne doit pas même chercher à en évaluer la proportion.

2658. On est dans l'usage de griller ces schistes, pour les débarrasser de leur bitume, avant la fonte. On a observé que la présence du bitume nuisait à leur fusion. Les schistes de nature calcaire, argileuse ou ferrugineuse, sont grillés séparément. Le grillage s'exécute en plein air. On place le minerai sur un lit de bois, en ménageant les canaux nécessaires à la circulation de l'air. On grille 2000 quintaux à la fois, et cette opération dure de quatre à dix semaines. Par le grillage, le minerai perd 1/8 de son poids. Pour apprécier les changements que cette opération amène dans la composition, nous allons citer les analyses que M. Berthier a faites du minerai grillé.

Minerais de Mansfeld, grillés en grand.

Silice	50,6	43,8
Alumine / Magnésie	25,4	17,2
Chaux	7,8	18,0
Oxide de cuivre	2,8	2,5
Oxide de fer	9,0	7,2
Soufre	4,0	2,4
Perte par calcination	0.8	6,0
	98,4	97,1

Le grillage enlève donc l'eau, le bitume, la majeure partie de l'acide carbonique, et une portion du soufre. Il faut observer, toutefois, que le fer et le cuivre doivent rester en partie, à l'état de sulfures. On ne conçoit pas bien, d'après cela l'utilité de ce grillage, ainsi que le remarque M. Berthier, d'autant plus, qu'en le supprimant, on donnerait à la combustion du bitume un effet utile dans la fonte. Cependant, on croit que ce grillage est indispensable pour obtenir une bonne fonte.

2659. Quoi qu'il en soit, la fusion des schistes grillés s'opère dans un fourneau à manche, muni de deux soufflets. On dispose pour cela, près du gueulard, en couches successives,

20	quintaux de	schiste ferrifère.
14	*id.*	schiste calcaire.
6	*id.*	schiste argileux.
2	*id.*	crasses.
3 à 3 et 1/2	*id.*	chaux fluatée.
3	*id.*	scories ou laitiers riches.
48 quintaux.		

Le fourneau étant chaud, on le remplit à moitié de charbon, et on commence par charger les scories pour le mettre en train, et former le nez. Quand la cuve est pleine, on donne le vent, et on charge en minerai. Les charges se composent alors, suivant qu'on brûle du charbon de bois, ou du coke, de

30 livres charbon, / 150 livres schiste, ou bien 75 livres coke. / 160 *id.* schiste.

La fonte dure seize heures, et fournit, quand on brûle du charbon,

3 quintaux 1/2 matte de cuivre, à 44 ou 45 p. 100 de cuivre.
1/2 quintal de fer, ou *loups ferreux*.
3/4 *id.* de scories.
1/8 *id.* de crasses.

La fonte au coke dure un peu moins, mais fournit moins de fer.

La matte et les scories se séparent dans les bassins de réception. Pour prendre une idée exacte de cette opération, examinons séparément chacun de ces produits.

D'après M. Berthier, la matte se compose de

Cuivre.	58.6	ou sulfure de cuivre.	77
Fer.	13,2	sulfure de fer.	21
Soufre.	23.2		
Sable.	0,6		
	95,6		98

La composition des loups ferreux est remarquable. Ils ressemblent à de la fonte, et contiennent, d'après M. Berthier,

Fer.	89,4
Cobalt.	7,8
Cuivre.	2,0
Soufre.	1.8
	101,0

Tout le cobalt contenu dans les minerais, s'accumule donc dans les loups, puisqu'on n'en trouve pas dans les mattes, et qu'on n'en aperçoit pas non plus, dans les scories. Celles-ci se composent en effet, d'après le même chimiste de

Silice.	49,8
Alumine.	12,2
Chaux.	19,2
Magnésie.	2,4
Protoxide de fer.	13,2
Acide fluorique.	1,2
Alcali et perte.	2,0
	100,0

Les produits principaux de la fusion, sont donc : des silicates terreux et ferrugineux, un alliage de fer et de cobalt, tenant un peu de cuivre, enfin un mélange de sulfure de fer et de sulfure de cuivre. L'addition du fluorure de calcium augmente la fusibilité des laitiers, soit par sa propre fusibilité, soit en fournissant de la chaux à la silice, par sa transformation en acide fluorique silicé qui se dégage, et en silicate de chaux.

2660. Nous n'avons à nous occuper que du traitement des mattes. Elles sont soumises à six grillages successifs, dans des cases entourées de trois murailles. La longueur de ces murs est de six pieds. leur largeur de trois, leur hauteur de cinq, et la sole est fortement inclinée vers la partie ouverte. On y dispose, à chaque fois, un lit de bois à la base, puis des couches alternatives de matte et de charbon de bois. On recouvre le tout de poussier de charbon qui se brûle bientôt, et que l'on remplace, à mesure, par les débris de matte grillée qui retombent au pied du tas. Chaque grillage se compose de 60 quintaux de matte, et les six feux exigent 51 jours.

Dans ces grillages successifs, il se forme toujours un peu de sulfate de cuivre, qu'on enlève au moyen d'un lavage, et qu'on extrait, en évaporant le liquide dans des cuves de plomb, et faisant cristalliser.

Lorsque la matte éprouve une désulfuration complète ce qui est

rare, elle se transforme en masses lamelleuses d'un rouge foncé, très-magnétiques et composées, d'après M. Berthier, de

Protoxide de cuivre.	72,0
Deutoxide de fer. .	13,8
Matières terreuses .	13,8
	99,6

On soumet la matte ainsi préparée, à une nouvelle fusion, dans un fourneau à manche, en la mêlant d'un quart de laitier pauvre. 100 parties de matte donnent 30 à 40 de cuivre noir. On retire, en outre, 16 de matte mince, contenant le peu de soufre resté dans la matte soumise à la fusion, et un laitier riche, qui est reporté au fourneau de fusion des schistes.

Voici d'après M. Berthier la composition des scories :

Silice.	33,6
Alumine.	5,6
Chaux.	5,0
Protoxide de cuivre.	3,0
Protoxide de fer. .	51.5
	98,7

Ces scories sont compactes, pesantes, noires et magnétiques ; elles ressemblent à des scories de forge.

Les mattes qui surnagent le bain de cuivre noir, sont en plaques minces, d'un noir métalloïde, à cassure cristalline, et mêlées d'une multitude de très-petits grains de cuivre rouge. M. Berthier les a analysées, et y a trouvé :

Sulfure de cuivre. . .	65,0
Sulfure de fer. . . .	25,2
Cuivre libre.	8,0
	98,2

Ces mattes sont repassées au grillage.

Quant au produit principal, le cuivre noir, il est d'un rouge terne, agit sensiblement sur le barreau aimanté et se compose d'après M. Berthier de

Fer.	3,50
Soufre.	0,56
Argent.	0,49
Cuivre.	95,45
	100,00

M. Berthier n'y a pas trouvé la moindre trace de cobalt ni de nickel. Cependant, on considère le cuivre noir que l'on traite en grand, comme étant souillé, plus ou moins, de ces deux métaux, et de quelques métaux terreux, dans l'état habituel de l'exploitation.

2661. C'est sur ce composé, que s'opère le traitement nécessaire à la séparation de l'argent. Pour cela, on peut suivre diverses méthodes. Dans celle qui est employée à Mansfeld, on sépare l'argent du cuivre,

au moyen du plomb ; et on passe à la coupelle le plomb argentifère Examinons cette opération avec quelque détail.

Nous puiserons les renseignements nécessaires à l'intelligence de cette opération importante, dans le mémoire de M. Manès, sur l'usine de Hastadt (1) et dans celui de M. Karsten, sur l'usine de Neustadt (2). Donnons d'abord le précis des opérations de détail, qui composent ce traitement compliqué, et dont la durée se prolonge pendant trois années environ.

1° *Division* ou cassage du cuivre noir, pour le disposer aux opérations suivantes.

2° *Rafraîchissage* ou préparation des pains de liquation par la fusion simultanée du cuivre noir argentifère avec du plomb. On retire, en outre, de cette opération, des scories, qui sont passées en partie dans les rafraîchissages suivants.

3° *Liquation* des pains précédents, qui, par la plus facile fusibilité du plomb et la plus grande affinité de ce métal pour l'argent, donne du plomb argentifère, d'une part, et des résidus cuivreux encore argentifères, de l'autre. On obtient en outre, ici, une scorie stalactique.

4° *Coupellation* du plomb argentifère, où par la plus facile oxidation du plomb, l'argent reste seul, tandis que le plomb, s'écoule sous forme de litharge.

5° *Raffinage* de l'argent.

6° *Ressuage* du résidu cuivreux du n° 3, pour les dégager des dernières portions de plomb, et autres métaux qu'il peut contenir. On retire de cette opération des pains cuivreux, des fragments cuivreux et des scories.

7° *Raffinage* des pains cuivreux, où l'on obtient du cuivre rosette, et un laitier.

8° *Fusion* des crasses et scories, où l'on traite une partie des scories de rafraîchissage, les scories de liquation, la litharge et sole de coupellation, les scories et écailles de remuage, enfin les résidus de lavage des débris de fourneaux. On obtient de cette fusion des pains de liquation pauvres, qui, liquatés, donnent un plomb d'œuvre qu'on passe au rafraîchissage, et des scories riches, qu'on repasse quatre fois, et qui donnent alors des scories pauvres qu'on rejette.

9° Enfin ; *fusion* des crasses d'affinage, qui donnent des résidus cuivreux qu'on fait ressuer et affiner.

2662. La division des rondelles de cuivre noir s'opère à l'aide de pilons aigus, au choc desquels on expose, à froid, les pains peu épais. Les autres sont chauffés et brisés à coups de marteau. Le cas-

(1) Ann. des mines, T. 9, p. 29.
(2) Ann. des mines, T. 11, p. 469.

sage à chaud n'a lieu que de temps à autre, et se fait sur des morceaux durs et épais, mis de côté au fur et à mesure, et rassemblés à chaque fois, jusqu'à ce qu'on en ait une quantité suffisante.

Cette division préalable opérée, on passe au *rafraîchissage*, c'est-à-dire à l'opération qui fournit l'alliage du cuivre argentifère avec le plomb. Elle s'exécute, le plus souvent, dans des fourneaux à manche; cependant, on la fait quelquefois dans des fours à réverbère. Dans les fourneaux à manche, on charge d'abord le cuivre nécessaire pour former une pièce; puis, quand ce cuivre commence à couler, on ajoute la quantité de plomb qui doit lui être allié, et presque aussitôt après le cuivre, qui doit former une seconde pièce. Quoiqu'on n'introduise aucun fondant pendant l'opération, il se forme cependant 5 à 6 pour 100 de scories, qui proviennent, sans doute, des cendres et de la chemise du fourneau; elles sont composées, terme moyen, de

Oxide de plomb. . . .	63,2
Protoxide de cuivre. .	5,1
Protoxide de fer. . . .	6,8
Alumine.	4,7
Silice.	20,1
	99,9

Toutes les bases y sont, à peu près, à l'état de bisilicate.

Dans les fours à réverbère, on fond d'abord une quantité de cuivre proportionnée à leur grandeur; puis, on ajoute la quantité de plomb, nécessaire pour former l'alliage. Ce métal entre immédiatement en fusion; néanmoins, il faut chauffer fortement l'alliage pendant quelque temps, afin qu'étant amené à un état très-liquide, on puisse le rendre homogène, en l'agitant dans tous les sens. Une même opération produit 6 à 10 pains de liquation, et même plus, selon les dimensions du fourneau.

On coule les pains en forme de disques circulaires, de 24 à 26 pouces de diamètre, et de 3 à 3 1/2 pouces d'épaisseur : ils pèsent 3 1/4 à 3 1/2 quintaux. Ces dimensions sont les plus favorables, pour séparer le plomb, en entraînant le moins possible de cuivre. Il est nécessaire de refroidir promptement l'alliage, en l'arrosant avec de l'eau, sans quoi il perdrait son homogénéité; et la partie supérieure des masses contiendrait plus de cuivre, et moins de plomb, que la partie inférieure.

La proportion de plomb que l'on doit ajouter au cuivre, est une chose très-essentielle, car on conçoit que moins on en emploie, et moins il y a de déchet; mais qu'en même temps, plus il reste d'argent dans le cuivre. Une longue expérience a appris qu'il faut que les pains contiennent 500 fois autant de plomb que d'argent, et, au plus, 10 à 11 de plomb pour 3 de cuivre. Il est remarquable que ce dernier rapport soit, à peu près, celui des nombres équivalents des deux métaux.

Les meilleurs rapports sont donc en résumé :

Cuivre. . . .	100,0
Plomb. . . .	350, 0
Argent. . . .	0,7

Il suit de là, que quand le cuivre contient plus de 7/1000 d'argent, on ne peut pas en séparer la quantité convenable de ce métal, par une seule liquation. Lorsqu'au contraire le cuivre est très-pauvre, on le rafraîchit avec du plomb qui contient déjà de l'argent.

Les pièces rafraîchies contiennent ordinairement, d'après M. Karsten.

Argent.	quantité variable.
Cuivre.	21,43
Plomb.	78,57
	100,00

2663. C'est sur cet alliage ternaire que s'exécute la *liquation*; opération qui consiste à en élever la température à un point déterminé. Dans cette circonstance, l'alliage primitif se partage en deux nouveaux alliages; l'un, avec excès de plomb, fusible à la température du fourneau ; et l'autre avec excès de cuivre, qui ne se fond pas. Ce partage n'a lieu qu'à une certaine température, au dessus de laquelle l'alliage primitif se régénère ; d'où on doit conclure, qu'on a tort de chauffer fortement les pains, vers la fin de la liquation, pour en séparer les dernières portions de plomb argentifère, et qu'il serait préférable de prolonger l'opération à une température moindre. Il est aisé de voir que la liquation exige de très-grands soins de la part de l'ouvrier; elle doit être conduite de manière à éviter le contact de l'air, à répartir bien également la chaleur, et à ne pas chauffer assez pour faire entrer les pains en fusion; c'est pourquoi, tous les essais qu'on a faits, pour l'effectuer dans des fours à réverbère, ont été sans succès.

Tous ces principes généraux deviendront plus faciles à saisir, en comparant les résultats obtenus par M. Karsten, qui a examiné la composition de l'alliage fusible, à diverses époques de l'opération.

L'alliage qui s'écoule pendant la liquation, et qui porte le nom de plomb d'œuvre, doit offrir, si ces principes sont fondés, la même composition, depuis le commencement jusqu'à la fin : c'est en effet ce qu'on a observé sur sept échantillons, pris à des époques différentes, et qui ont donné les résultats suivants à M. Karsten.

	1	2	3	4	5	6	7
Plomb. .	97,8 —	97,9 —	97,3 —	97,6 —	97,2 —	97,8 —	97,3
Cuivre. .	2,2 —	2,1 —	2,7 —	2,4 —	2,8 —	2,2 —	2,7

Ils contenaient tous de 5,12 à 5,400 onces d'argent par 100 livres. (0,005276 à 0,005570).

Le même chimiste a trouvé que l'alliage infusible à la chaleur de la liquation, présentait aussi une composition constante. Il a analysé

des échantillons recueillis dans cinq opérations différentes, exécutées à l'usine de Neustadt. Voici leur analyse :

	1	2	3	4	5
Cuivre. .	67.1 —	53,6 —	70,2 —	73,1 —	75,2
Plomb. .	32,9 —	46.4 —	29.8 —	26,9 —	24,8

D'après cela, M. Karsten pense, avec raison, que les deux alliages, qui tendent à se séparer, contiennent, l'un 12 atomes de plomb et 1 atome de cuivre; et l'autre, 12 atomes de cuivre et 1 atome de plomb.

Les faits suivants viennent à l'appui de cette supposition, tandis qu'ils sont difficiles à expliquer, si l'on admet que le plomb et le cuivre se mélangent sans se combiner. En effet, si, après avoir coulé deux pains de l'alliage destiné à la liquation, on refroidit l'un très-rapidement en jetant de l'eau dessus, et l'autre, au contraire, fort lentement, et si on les casse après le refroidissement, le premier paraîtra parfaitement homogène, et on distinguera dans le second deux alliages, l'un à grains rouges, et l'autre gris.

D'un autre côté, lorsqu'on arrose avec de l'eau les résidus infusibles des pains déjà liquatés, pour pouvoir les retirer promptement du foyer, on remarque que ceux qui sont rouges à un certain degré, laissent suinter un alliage de cuivre et de plomb qui contient 0,0239 de cuivre, comme celui qui s'écoule pendant la liquation, tandis que ceux qui sont trop froids, et ceux qui sont trop chauds, n'en donnent pas du tout. L'explication de ce fait est simple: quand les pains sont trop froids, ils ne donnent pas de plomb, parce qu'ils sont tout à fait solidifiés; quand ils sont trop chauds, ils n'en donnent pas non plus, parce qu'à cette température, ils constituent un alliage homogène, que le contact de l'eau froide solidifie immédiatement; mais lorsqu'ils sont moins chauds et encore mous, la séparation en deux alliages a lieu, et, le refroidissement subit contractant fortement l'alliage infusible, fait sortir en gouttes, celui qui est encore liquide.

2664. Les opérations qui restent à décrire, ont pout but général la séparation de l'argent contenu dans le plomb d'œuvre, et celle du cuivre qui se trouve dans les résidus des pains liquatés.

Le traitement des plombs d'œuvre n'offre rien de particulier; ils sont soumis à la coupellation, et l'argent raffiné est livré au commerce.

Passons au traitement du cuivre plombifère qui reste dans le fourneau après la liquation. La première opération qu'on lui fait subir porte le nom de *ressuage*.

Les fourneaux de ressuage peuvent contenir de 150 à 300 quintaux de pièces liquatées. L'opération dure vingt-cinq à vingt-six heures : elle présente plusieurs périodes. Dans la première (*durée cinq à six heures*), on chauffe graduellement les pièces, pour éviter de les fondre, par l'application d'une chaleur trop brusque ; elles laissent

suinter une certaine quantité de plomb argentifère. Dans la seconde (*durée neuf à dix heures*), on chauffe plus fortement, et on ouvre les évents du fourneau pour que les pièces puissent recevoir le contact de l'air ; elles se recouvrent d'une couche d'oxide, qui se fond, et coule sur la sole. Quand la production de cet oxide se ralentit, on ferme les évents, pour empêcher l'accès de l'air : c'est alors que commence la troisième période (*durée trois à quatre heures*) ; la température s'abaisse; l'alliage oxidé continue à couler, mais beaucoup moins abondamment que dans la première période. Au bout d'un certain temps, il reparaît en plus grande quantité : dès qu'on s'en aperçoit, on ouvre les évents, et on conduit cette quatrième période de l'opération comme la seconde (*durée six à huit heures*). Enfin, quand il ne se forme plus d'oxide, on enlève les pièces, et on les jette, toutes chaudes, dans l'eau, pour en détacher les croûtes oxidées, dont elles sont recouvertes. Ordinairement, les pièces liquatées perdent le tiers de leur poids dans le ressuage.

M. Karsten a trouvé dans cinq pièces ressuées dans la même opération, c'est-à-dire dans les *carcasses*,

	1	2	3	4	5
Cuivre. .	83,7	85,6	83,4	87,2	90,6
Plomb. .	26,3	24,4	26,6	22,8	19,4

d'où l'on voit, qu'elles ne constituent pas un alliage en proportions définies.

Il a soumis à l'analyse huit échantillons de l'alliage oxidé, recueilli pendant le cours des trois dernières périodes du ressuage ; il les a trouvés composés comme il suit :

	2e *Période.*			3e *Période.*		4e *Période.*		
	1	2	3	1	2	1	2	3
Oxide de plomb.	84,2	78,5	76,5	79,8	85,1	81,2	78,9	77,1
Prot. de cuivre. .	4,1	7,9	7,9	5,1	4,1	4.3	6,3	7,6
Protox. de fer. .	0,4	0,5	0.5	0,4	0,3	0,3	0,5	0,3
Alumine. . . .	1,1	1,7	1,8	1,2	1,0	1,2	1,8	1,8
Silice.	10,2	11,4	13.3	13,5	9,5	13,0	12,5	13,2
	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

On voit que l'oxide de plomb est la matière dominante des alliages oxidés, et que la proportion de cet oxide va en diminuant, du commencement à la fin de la deuxième et de la quatrième période, tandis qu'il va en augmentant du commencement à la fin de la troisième période. La silice et l'alumine proviennent indubitablement de l'argile dont sont construits les bancs du fourneau.

L'argent est entraîné avec le plomb dans l'alliage oxidé, et la quantité que les pièces ressuées en retiennent, est proportionnelle à la quantité de plomb qui y reste.

Voici comment M. Karsten conçoit ce qui se passe dans l'opération

du ressuage. Les pains liquatés contenant toujours plus de plomb que l'alliage en proportions définies qui se forme à la température de la liquation, une partie du métal excédant, s'écoule aussitôt que la chaleur est arrivée à un certain terme (première période). Quand on ouvre les évents, les molécules de plomb qui se trouvent à la surface des pains, s'oxident et se fondent, en entraînant avec elles l'argent qu'elles contiennent, et une certaine quantité d'oxidule de cuivre, qui se forme en même temps; les molécules de plomb oxidées sont remplacées par d'autres, qui se rendent de l'intérieur des masses, à la surface (deuxième période). Comme l'oxidation marche plus vite que les transports intérieurs des molécules de plomb, il arrive un moment où il faut diminuer le contact de l'air (troisième période), pour éviter l'oxidation d'une trop grande quantité de cuivre, et pour que l'homogénéité des pains puisse se rétablir. Quand les molécules de plomb, concentrées d'abord au centre de ces pains, se sont réparties uniformément dans toute la masse, on ouvre de nouveau les évents, et une quatrième période, semblable à la deuxième, recommence. Il est probable que par une cinquième et une sixième période analogues aux troisième et quatrième, on parviendrait à séparer presque tout le plomb, et par conséquent, presque tout l'argent de l'alliage; mais il arrive un terme où des raisons d'économie empêchent de répéter ces opérations.

On pourrait croire que l'oxide de cuivre qui se trouve dans l'oxide de plomb, résulte de l'action de celui-ci sur le cuivre métallique, mais les expériences faites par M. Karsten, pour connaître l'action réciproque du cuivre et de l'oxide de plomb, ainsi que celle du plomb et de l'oxide de cuivre, prouvent qu'il n'en est pas ainsi (1).

Les produits du ressuage sont donc : des scories plombifères qu'on

---

(1) Il a chauffé les matières mélangées, dans des creusets de Hesse bien fermés, au fourneau de coupelle. La première série de creusets contenait 1 atome de plomb métallique et 1 atome de deutoxide de cuivre; 1 atome de plomb et 2 atomes d'oxide de cuivre; 2 atomes de plomb et 1 atome d'oxide de cuivre; et 4 atomes de plomb et 1 atome d'oxide de cuivre : le deutoxide de cuivre a été ramené, pour la plus grande partie, à l'état de protoxide avant de se réduire en cuivre, et les quatre essais ont donné une matière oxidée, dans laquelle le plomb contenait, à très-peu près, six fois autant d'oxigène que le cuivre. Dans la deuxième série, il a employé 1 atome d'oxide de plomb et 1 atome de cuivre métallique; 2 atomes d'oxide de plomb et 1 atome de cuivre; 1 atome d'oxide de plomb et 2 atomes de cuivre. Les résultats ont été absolument les mêmes que dans la première série, c'est-à-dire, que, dans la matière oxidée, le plomb contenait toujours six fois autant d'oxigène que le cuivre, et renfermait, par conséquent. 3 atomes d'oxide de plomb et 1 atome de protoxide de cuivre : or l'alliage oxidé qui se forme dans le ressuage est beaucoup moins chargé de cuivre; il ne résulte donc pas de l'action de l'oxide de plomb sur le cuivre.

traite pour en retirer le plomb; des soles de fourneau imprégnées d'oxide de plomb, contenant une proportion notable d'argent, et dont on extrait un plomb argentifère assez riche, pour être soumis à la coupellation; enfin, des carcasses qui restent dans le fourneau, et dont on se propose de retirer le cuivre. Outre le plomb qui fait partie des carcasses, il paraît qu'elles renferment quelquefois du fer, du nickel et du cobalt. Ce sont tous ces métaux qu'on cherche à séparer du cuivre; dans l'opération de l'affinage.

2665. Cette opération est fondée sur l'action que l'air à une température élevée, exerce sur les métaux qui souillent le cuivre; ce dernier métal étant moins oxidable qu'eux. C'est surtout l'oxidation du plomb qu'il importe de considérer ici; le nickel, le cobalt et même le fer étant pour une petite proportion dans l'alliage. Le raffinage s'opère donc dans un fourneau disposé de manière, qu'à mesure que le cuivre impur entre en fusion, il s'écoule dans un bassin fortement chauffé, à la partie supérieure duquel on dirige le vent d'un soufflet; il se forme des crasses que l'on enlève de temps à autre, ou que l'on fait couler par une rigole. Les crasses, prises au commencement, au milieu et à la fin de l'opération, sont composées d'après M. Karsten, de

Oxide de plomb. .	0,674	0,622	0,548	0,517
Protox. de cuivre. .	0,062	0,104	0,192	0,198
Protox. de fer. . .	0,010	0,011	0,012	0,012
Alumine.	0,031	0.034	0.034	0.034
Silice.	0,223	0,229	0,214	0,239
	1,000	1,000	1,000	1,000

Ce sont à peu près des bisilicates. L'alumine et la silice proviennent des cendres, et de la sole. On voit, d'ailleurs que le résultat le plus saillant de ces analyses, consiste dans la diminution progressive de l'oxide de plomb, et dans l'augmentation correspondante de l'oxide de cuivre, ainsi que l'on pouvait s'y attendre.

Le cuivre raffiné retient encore un demi par cent de plomb, terme moyen.

On dirige, d'ailleurs, l'opération du raffinage d'une manière analogue à celle qui a été décrite pour le traitement du cuivre noir; on observe à peu près les mêmes phénomènes, et on se laisse diriger par des caractères physiques du même genre.

2666. Pour terminer l'histoire de ce traitement compliqué, nous ajouterons quelques mots sur les procédés qu'on applique aux produits accidentels qui en résultent.

Ordinairement, on réunit ensemble, pour les réduire, toutes les matières oxidées que produit le traitement du cuivre argentifère par la liquation, à l'exception des litharges formées dans le raffinage des pièces ressuées, que l'on réduit à part, ainsi que nous l'avons fait observer.

Les alliages de plomb et de cuivre, qui résultent de la réduction des matières oxidées, sont soumis à la liquation, au ressuage, etc., de la même manière que le cuivre argentifère rafraîchi.

Dans une réduction opérée à Neustadt, sur un mélange de :

65	quintaux	scories du raffraîchissage,
88		crasses de liquation,
100		litbarge,
42		sole de fourneau,
5		parois de fourneau,
12		croûtes oxidées détachées des pains,
82		alliage oxidé du ressuage.
594	quintaux.	

Les scories moyennes étaient composées, d'après M. Karsten, de :

Oxide de plomb	0,548	0,998
Protox. de cuivre	0.016	
Protox. de fer	0,056	
Chaux	0,051	
Magnésie	0,009	
Alumine	0.129	
Silice	0,409	

On refond ces scories avec 0,08 de fluorure de calcium ; 0,02 de minerai de fer ; et 0,08 de scories de l'affinage du fer ; et les nouvelles scories résultant de ce fondage ne contiennent plus que 0,0412 d'oxide de plomb et 0,0018 d'oxide de cuivre ; elles sont rejetées.

Deux fontes suffisent à Neustadt, parce qu'on se sert de coke pour combustible ; mais dans les mines où l'on emploie le charbon de bois, il faut traiter les scories quatre fois, et même davantage, pour les dépouiller du plomb et du cuivre qu'elles contiennent. L'addition des minerais de fer et des scories de fer, dès la première réduction, faciliterait évidemment beaucoup la séparation du cuivre et du plomb.

Au lieu de réduire les matières oxidées, pour liquater ensuite l'alliage, il serait beaucoup plus avantageux de s'en servir pour rafraîchir le cuivre argentifère, ainsi qu'on l'a déjà fait, avec succès, dans quelques usines. On ne traiterait séparément que les crasses du raffinage du cuivre, et les scories du rafraîchissage.

2667. Les frais que la liquation occasionne sont assez considérables, ainsi que le prouve le tableau suivant. On y a réuni les chiffres relatifs à la consommation et aux frais, nécessaires pour liquater 1000 kilogr. de cuivre noir, dans les usines du pays de Mansfield.

Charbon de bois	10m.3	valant	134 f. 80	476 f. 80
Fagots	1270	»	28 10	
Bois de corde	0,8	»	7 »	
Plomb	555 k.	»	259 90	
Main-d'œuvre	»	»	47 »	

2668. Ainsi que nous l'avons fait observer plus haut, on peut aussi traiter le cuivre argentifère par l'amalgamation. Cette méthode exige des opérations compliquées et nombreuses, qu'il nous suffira d'analyser.

On prend la matte de cuivre argentifère, et on la grille à diverses reprises, d'abord à l'air, puis au four à réverbère. On y ajoute ensuite du sel marin et de la craie, puis on grille de nouveau. On procède alors à l'amalgamation, comme à l'ordinaire. Le résidu d'amalgamation est fondu pour cuivre noir, et dès lors, l'opération rentre dans le travail ordinaire du cuivre.

On a cherché, dans cette opération, à rentrer dans les méthodes adoptées à Freyberg; peut-être, serait-il plus avantageux de traiter la matte grillée par un procédé analogue à celui qui est en usage en Amérique. On ne serait pas embarrassé de trouver le magistral cuivreux nécessaire; mais, on pourrait éprouver quelques inconvénients par suite de la présence d'un excès d'oxide de cuivre, si le grillage était trop avancé. Il y a lieu de croire que la méthode américaine permettrait de traiter la matte crue, réduite en poudre fine.

Nous indiquerons plus loin une autre méthode qui permet de tirer parti, sans frais, des cuivres argentifères les plus pauvres, en considérant les travaux de l'affinage des matières d'or et d'argent.

2669. Pour compléter l'histoire de l'extraction de l'argent, il nous reste à énoncer les résultats économiques relatifs au moyen de production le plus habituel, c'est-à-dire, le procédé de l'amalgamation. Relativement à la méthode américaine, on n'a pas de renseignements bien détaillés; on évalue la dépense à 50 ou 60 francs, par kilogr. d'argent obtenu, suivant les localités. Mais les frais de main d'œuvre, d'outils, de mercure, et même de sel marin, sont fort exagérés et se réduiront beaucoup par la suite. Les renseignements sont donc incomplets ou difficiles à apprécier; mais en ce qui touche la méthode employée à Freyberg, on en possède qui ne laissent rien à désirer. Voici un résumé qui en a été fait, par M. Berthier, sur des documents officiels.

Résultats obtenus à Halsbrucke pendant le troisième trimestre de 1822.

On a traité

		k.	g.	
867.706 k.	de miner. de Freyberg cont. d'après l'essai	1604	382 63	d'arg.
17.650	de miner. du Haut-Elzgebrige, contenant	119	994 75	
Tot. 885.356 k.	contenant.	1724	477 38	

Le minerai cru. . . . . 885.356 k.

a successivement produit :

Minerai grillé.	811.583 k.
Argent amalgamé.	15.557 »
Amalgame rougi.	25.99 » 70
Argent impur.	25.48 » 55

			k. g.
Cet argent impur contenait, d'après l'essai, argent pur			1792 551
A soustraire.	pour les essais.	2 k. 232 88	65 090 28
	comme remedia.	62 857 40	
Reste argent pur.			1727 260 72
Les essais indiquaient. . .			1724 477 38
Excédant obtenu.			2k 782 54

OPÉRATIONS.	CONSOMMATIONS et motif des dépenses.	DÉPENSES.	
Achat du minerai.	Payé aux exploitations. . . .	212.257 65	256.865f. 65
	Octroi et autres contributions. .	42.707 00	
	Pour les essais.	165 00	
	Pour le transport à l'usine. . .	757 00	
Grillage.	83.883 k. de sel mar. à 15 f.80p.100	14.253 50	29.109 20
	34m. cub. 7 de bois valent. . .	152 80	
	526 m. cub. 7 de houille. . . .	9.699 25	
	Aux ouvriers grilleurs.	4.30» 35	
	Aux manœuvres.	695 30	
Amalgamat.	Main d'œuvre pour tamiser. . .	789 00	6553. 15
	Main d'œuvre pour mouler. . .	1.957 00	
	370 k. de mercure perdu dans l'amalgamation, à 5 fr. 60.	2.072 00	
	861 k. 5 plaques de fer.	403 35	
	Main d'œuvre.	1.311 80	
Distillation.	270k. de mercure perdu dans la distillation de l'amalgame.	1.512 00	1.894 35
	18 mèt. cub. 9 de charbon. . .	106 00	
	55 mèt. cub. 8 de tourbe. . . .	202 00	
	Main d'œuvre.	74 35	
Fusion de l'argent.	22 mèt. cub. 2 de charbon. . .	124 55	284 65
	24 m. c. 6 de charbon pour les essais	138 00	
	Main d'œuvre.	22 30	
		Total. . . .	294.687f. 00

D'après ces données, on voit :

1° Que, pour extraire l'argent de 1000 kilogr. de minerai contenant environ, 0,0019 de fin, on dépense à Freyberg, 328 fr., en ayant égard à la valeur du minerai, ou 40 fr. pour tous frais de traitement, et que l'on consomme 0k,434 de mercure valant 2 fr. 54 c. (Dans l'opération, on en emploie 14k,78; mais la plus grande partie est recueillie dans la distillation).

2° Que, pour obtenir 1 kilogr. d'argent, on dépense en frais de traitement 20 fr., et on consomme 0k,364 de mercure.

3° Que, pour griller 1000 kilogr. de minerai, on dépense 53 fr. 35 c., et que l'on consomme 95 kilogr. de sel marin.

4° Que, pour amalgamer 1000 kilogr. de minerai grillé on dépense 7 fr. 10 c.

5° Que, pour distiller 1000 kilogr. d'argent amalgamé, on dépense 36 fr. 60 c.

6° Et enfin, que pour fondre 1000 kilogr. d'amalgame rougi, on dépense 94 fr.

Dans ces calculs, on n'a pas compris les frais d'administration, les dépenses d'entretien, ni l'intérêt du capital engagé dans l'établissement, qui du reste ne modifieraient que fort peu les derniers résultats.

Tout ce qui concerne la production et le mouvement de l'argent sera donné plus loin avec les renseignements du même genre relatifs à l'or.

—

CHAPITRE XI *bis.*

Traitement des minerais de platine.

Mémoire *sur un nouveau métal connu sous le nom d'or blanc ou de platine;* par M. Macquer; *Mémoires de l'Académie des sciences;* année 1758.

Mémoires *sur quelques expériences tendant à déterminer, par la coupellation et le départ seulement, le titre exact d'un lingot contenant de l'or, du platine et du cuivre;* par M. Chaudet; *Ann. des mines*, 1re série, T. 27, p. 105.

Note *sur le platine trouvé dans une mine de Guadalcanal;* par M. Vauquelin; *Journ. de physique*, T. 65, p. 412.

Sur *les moyens de rendre le platine malléable;* par M. Wollaston; *Ann. de chimie et de physique*, T. 41, p. 403.

Sur *la préparation du palladium;* par M. Wollaston; *Ann. de chimie et de physique*, T. 41, p. 413.

Sur *la préparation de l'osmium;* par M. Wollaston; *Ann. de chimie et de physique*, T. 41, p. 414.

Recherches *sur les métaux qui accompagnent le platine, et sur la méthode d'analyser les alliages natifs ou les minerais de platine;* par M. Berzélius; *Ann. de chimie et de physique*, T. 40, p. 51, 138, 257, 337; et T. 42, p. 185.

2670. Le platine est un métal si utile aux arts chimiques, et aux chimistes dans leurs travaux d'analyse, qu'il compense bien, par là, ce qui lui manque sous le rapport des qualités extérieures. Celles-ci n'ont rien de remarquable, et le laissent bien au dessous de l'or et de l'argent, pour les travaux de la bijouterie. Les véritables qualités du platine consistent en son infusibilité, et dans sa résistance à la majeure partie des agents chimiques; aussi, les usages de ce métal

sont-ils fort bornés, dès que l'on sort des applications chimiques proprement dites. Toutefois, on fait quelques bijoux de platine; on applique ce métal sur la porcelaine, à la manière de l'or; enfin, on en fabrique de la monnaie en Russie. Mais cette dernière application paraît fondée sur des considérations locales et momentanées; car la monnaie ainsi fabriquée avec du platine fort impur, ne pourrait sortir, sans grande perte, du pays où elle a cours légal.

Le platine se rencontre en grains généralement aplatis et très-petits. On en trouve cependant en pépites plus ou moins volumineuses. On en cite une trouvée au Choco qui pèse près d'un demi-kilogramme.

Généralement, le platine se rencontre dans des terrains meubles antédiluviens. Il y est presque toujours avec de l'or en paillettes, et on trouve simultanément les divers alliages que composent le platine et ses métaux congénères, le palladium, le rhodium, l'iridium et l'osmium.

Ces sables platinifères sont exploités au Choco et au Brésil; on en a trouvé à Saint-Domingue; dans ces dernières années, on les a découverts dans les monts Ourals, où ils font l'objet d'une exploitation très-active.

Ce n'est pas seulement dans ces terrains meubles que le platine se trouve. Vauquelin en a observé dans quelques minerais de la mine d'argent de Guadalcanal en Espagne. M. Boussingault a vu le platine en filons, en Amérique. Récemment, M. Gaultier de Claubry vient d'observer en France, des minerais de plomb argentifère, qui renferment du platine en quantité très-notable.

Le mode d'exploitation du platine peut donc changer quelque jour; mais, dans l'état actuel des choses, ce sont les sables platinifères qui fournissent tout celui qui est livré au commerce. Ces sables sont soumis au lavage, et le résidu, débarrassé par l'amalgamation, forme le minerai de platine, qui est transporté dans les usines peu nombreuses, où l'on s'occupe de son traitement.

L'extraction du platine pur, et l'art de le mettre en lingots, ont offerts des difficultés singulières à ceux qui s'en sont occupés les premiers. Mais aujourd'hui, ces difficultés sont vaincues, et l'on ne peut espérer que des perfectionnements à la méthode de purification du platine, car le travail du forgeage paraît définitivement fixé.

2671. Le platine n'étant pas fusible quand il est pur, on a été conduit, dès l'origine, à essayer de le convertir en un composé fusible, qui pût être ramené à l'état de platine pur, après avoir été coulé en lingots. Ce système a été mis en pratique en grand par Janety, qui convertissait son platine en arséniure de platine.

Janety pilait le platine et le lavait, pour le débarrasser de la plus grande partie du sable, du fer titané et du fer chrômé. Il fondait ensuite dans un creuset de terre, trois parties de platine ainsi préparé, avec six parties d'acide arsénieux, et deux parties de potasse du com-

merce. Le creuset devait être choisi assez grand pour contenir environ quatre fois la dose du mélange à fondre, afin d'éviter les pertes dues à l'effervescence que cause le dégagement d'acide carbonique.

En poussant le feu jusqu'à fusion complète, on obtient un culot d'arséniure de platine, et une scorie formée d'arséniate de potasse. Il se dégage de l'acide carbonique, et beaucoup de vapeurs arsénicales, qui rendraient l'opération fort dangereuse, si l'on ne prenait la précaution d'opérer dans des fourneaux bien ventilés.

Outre l'arséniate de potasse, qui forme la masse principale du culot, celui-ci contient une partie des métaux qui accompagnent le platine. Janety le refondait trois à quatre fois avec de la potasse, pour le purifier. A vrai dire, il fallait fondre, tant que la potasse se colorait dans l'opération.

L'arséniure, purifié et concassé, était fondu de nouveau, avec trois parties d'arsenic et une de potasse, pour deux parties d'arséniure.

On obtient enfin un culot pesant 3,3 parties, qui renferme beaucoup d'arsenic.

On le débarrasse de ce corps par un grillage prolongé, qui s'exécute dans une mouffle analogue à celle des fourneaux d'essayeur. Chaque chaude dure six heures, et il faut les répéter plusieurs fois, avant que l'arsenic soit tout converti en acide arsénieux. Celui-ci se dégage ; ce qui rend l'opération fort dangereuse, même quand on prend toutes les précautions de ventilation que la prudence réclame. A la fin de chaque chaude, on plonge le lingot dans de l'huile.

Enfin, quand le lingot paraît suffisamment pur, on le fait tremper dans de l'acide nitrique, puis on le lave à l'eau bouillante, et on le chauffe au rouge pour le marteler. On procède avec précaution d'abord, et à mesure que la consistance augmente, on accroît aussi l'intensité des chocs du mouton. Bien entendu, que le lingot doit être rougi de temps en temps, pour le recuire, à mesure qu'il s'écrouit.

Ce procédé, outre les inconvénients graves qui sont dus aux vapeurs arsénicales, en présentait un autre qui a beaucoup contribué à le faire abandonner. L'arsenic se dégageait assez bien dans le commencement du grillage, mais, les dernières portions retenues par une affinité plus forte, ne pouvaient plus se griller aussi facilement, et le platine retenait toujours des traces d'arsenic. A l'emploi, ce platine n'offrait rien de particulier, dans les premiers temps ; mais quand il avait été chauffé plusieurs fois au rouge, il se couvrait de pustules dont l'enveloppe tombait bientôt en écailles. De là, des trous si nombreux, que les appareils étaient entièrement mis hors de service.

Vauquelin et Wollaston ont imaginé l'un et l'autre, des procédés fondés sur la voie humide, et les ont mis en pratique en grand. M. Bréant s'est occupé avec succès du même traitement, et y a porté une perfection non douteuse. Je dois ajouter que, MM. Cuoq et Couturier, dont les produits ne laissent rien à désirer, ont fait des modi-

fications avantageuses à la base même du procédé, dans ces derniers temps.

Tous les fabricants de platine procèdent aujourd'hui par voie humide. Cependant, des expériences récentes permettent de penser que des procédés fondés sur la voie sèche, peuvent être appliqués avec succès à ce traitement.

Mais, les fabricants de platine gardent tous le secret, sur les détails de leurs opérations. Wollaston seul a fait connaître, d'une manière très-circonstanciée, la méthode qu'il a suivie constamment dans son exploitation. Cette méthode diffère peu, si toutefois elle en diffère, de celle qui est suivie par les fabricants de platine de Paris.

Nous emprunterons au mémoire de Wollaston tout ce qui concerne son ingénieux procédé.

2672. On sait que l'on peut obtenir le platine à l'état de pureté, par sa solution dans l'eau régale, et sa précipitation à l'aide du sel ammoniac; mais, pour éviter de dissoudre l'iridium contenu dans le minerai, on doit prendre le soin d'affaiblir suffisamment l'acide. Chaque partie de l'acide hydrochlorique doit être mêlée avec une égale quantité d'eau. Il faut se servir de l'acide nitrique, connu sous le nom de simple *eau forte*. Il y a ainsi économie dans l'achat de ce dernier acide, et en outre, plus de pureté dans les produits.

Quant à la proportion des deux acides qu'il convient d'employer, Wollaston indique qu'une quantité d'acide hydrochlorique équivalente à 150 de base, mêlée à une quantité d'acide nitrique équivalente à 40 de base, peut attaquer 100 parties de platine brut; mais, afin d'éviter des pertes d'acide, et aussi pour rendre la solution plus pure, il faut opérer sur un excès de minerai de 20 pour 100 au moins. Il est utile de faire digérer la solution trois ou quatre jours, en lui appliquant une chaleur graduellement croissante. Après l'avoir décantée, on la laisse en repos, jusqu'à ce qu'une certaine quantité de mine d'iridium, suspendue dans le liquide, se soit complétement précipitée. C'est alors seulement, qu'on mêle la solution avec 41 parties de sel ammoniac, dissoutes dans cinq fois leur poids d'eau. Le premier précipité qu'on obtient ainsi, pèse 165 parties, et en donne environ 66 de platine pur.

L'eau mère contient toujours environ 11 parties de platine, et de plus, quelques portions de plusieurs autres métaux. Pour les obtenir, on précipite le tout, en se servant de barreaux de fer bien décapés, et en dissolvant de nouveau dans une quantité convenable d'eau régale, semblable, pour sa composition, à celle dont on a parlé plus haut. Mais dans ce cas, avant d'ajouter le sel ammoniac, il faut mêler à la solution régalienne, pour 52 parties, une partie d'acide hydrochlorique concentré. On empêche ainsi, que le palladium ou le plomb, ne se précipitent, en même temps que l'hydrochlorate ammoniacal de platine.

Il faut bien laver le précipité jaune, afin de le débarrasser des diverses impuretés qui sont contenues, comme on sait, dans le minerai, et enfin, le bien presser pour en exprimer les dernières eaux du lavage. Ensuite on le fait chauffer dans un creuset de plombagine, avec de grandes précautions; la faible chaleur qu'on emploie, doit être, tout juste, suffisante pour expulser la totalité du sel ammoniac, et telle, que les particules de platine adhèrent les unes aux autres aussi peu que possible. C'est de là, en effet, que dépend la ductilité du métal.

2675. Si la préparation a été faite avec tous les soins convenables, le résidu de platine, en sortant du creuset, sera grisâtre et légèrement cohérent; on le broie entre les deux mains, de manière à le réduire en une poudre qui doit être assez fine pour passer à travers un tamis de linon. Tout ce qui n'aura pas acquis ce degré de ténuité, sera broyé dans un vase de bois avec un pilon de la même matière; dans aucun cas, on n'emploiera des corps plus durs, car ceux-ci bruniraient les particules de platine, et cela suffirait pour les empêcher, dans la suite du procédé, de se souder. Comme le tout doit être bien lavé dans de l'eau pure, l'opérateur pourra, à la fin, faciliter beaucoup son travail en ajoutant de l'eau, afin d'enlever les portions les plus fines, aussitôt qu'elles sont susceptibles de rester en suspension.

En lavant, agitant et décantant à plusieurs reprises, les parties les plus fines de la poudre grisâtre de platine, peuvent être obtenues dans un degré de pureté, comparable à ce que les divers procédés de la métallurgie nous donnent pour les autres métaux. Car, en faisant digérer de l'acide sulfurique sur la poudre grise de platine ainsi lavée, on n'en extrait pas 1/1000 de fer, et si à la fin de toutes les opérations, on laisse le liquide en repos, dans un vase propre, il se dépose une boue ou pulpe uniforme, toute prête à subir l'opération subséquente de la pression.

Le moule dans lequel Wollaston opère la pression, est un canon de laiton de 6 po. 3/4 de long, ayant dans l'intérieur une forme légèrement conique, ce qui facilite le dégagement du lingot; cet intérieur a, dans le haut, 1 po. 0,12 de diamètre, et 1 po. 0,23, à une distance de un quart de pouce du fond. Le canal, légèrement évasé, est fermé dans le bas avec un bouchon d'acier qui y pénètre d'un quart de pouce. Il faut bien graisser l'intérieur de ce moule avec du saindoux, et assujettir le tampon, à l'aide d'un peu de papier roulé autour de sa surface. Cette précaution permet d'enlever facilement le tampon quand cela est nécessaire, et l'eau contenue dans le moule peut s'écouler, dès qu'on lui fait subir une certaine pression. On place alors le canon debout dans un vase d'eau, on le remplit du même liquide; on y verse ensuite de la boue de platine jusqu'à ce qu'il en soit totalement plein. Cette boue, en tombant au fond de l'eau, ne

peut pas manquer de se répandre uniformément partout et sans laisser de vide ; en tout cas, on y pourvoirait à l'aide d'une forte pression. D'ailleurs, on découvre si quelque vide s'est formé, en pesant le canon quand il est plein, et en comparant le poids qu'il a ainsi acquis, avec le poids d'eau et de platine correspondant à sa capacité intérieure. Un disque de papier mou, surmonté d'un disque pareil, d'étoffe de laine, étant ajusté à la surface supérieure du moule, laisse passer l'eau quand on comprime le dépôt à l'aide d'un piston de bois. On remplace après cette première opération, le disque de papier par un disque de cuivre, et la pâte a alors assez de consistance, pour qu'on puisse soumettre le canon horizontalement, à l'action d'une forte presse.

Quand la pression a été poussée aussi loin que possible, le bouchon étant ôté, on enlève facilement la masse de platine grâce à la forme conique du moule. Cette masse est alors si ferme et si dure, qu'on peut la manier sans danger de la rompre. On la place sur un feu de charbon, pour la chauffer jusqu'au rouge, afin de lui enlever ainsi l'humidité, brûler la graisse, et lui donner un plus grand degré de cohésion. Ensuite, on l'expose au feu dans un fourneau à vent, après l'avoir élevée de 2 po. 1/2 au dessus de la grille, à l'aide d'un support de terre cuite. Ce support doit être recouvert d'une couche de sable quarzeux bien propre, sur laquelle la masse repose debout par une de ses extrémités. On la couvre alors d'un vase cylindrique renversé, formé de la matière de creuset la plus réfractaire, et de telle sorte que, les bords de ce vase, à l'extrémité ouverte, reposent sur la couche de sable : il faut bien prendre garde que les parois du vase ne touchent la masse métallique.

2674. Si l'on veut éviter que le platine manufacturé ne se boursoufle, ce qui est le défaut ordinaire de ce métal, il est nécessaire de soumettre la masse à la plus forte chaleur qu'il est possible de produire avec un fourneau à vent. Quand cette chaleur a été supérieure à celle que le platine devra jamais éprouver dans les usages auxquels on le destine, on a la certitude de n'y avoir laissé aucune substance dont une moindre température puisse amener ensuite le dégagement. Le fourneau est alimenté avec du coke; l'opération dure environ 60 minutes, à partir du moment où le fourneau à été allumé ; et pendant les 5 dernières minutes, on donne un très-fort coup de feu.

La masse étant alors retirée du fourneau, on la place debout sur une enclume, et on la frappe sur son sommet et à coups redoublés avec un marteau pesant, de manière à n'être pas obligé de la remettre au feu. Si, en la forgeant ainsi, le cylindre se courbe, il faut bien se garder de le frapper sur le côté, car il se briserait inévitablement, mais il sera possible de le redresser par des coups adroitement appliqués aux deux extrémités.

L'opération est alors tellement avancée, que le lingot de platine peut être amené, comme tout autre métal, à la forme qu'on désire lui donner, à l'aide des procédés ordinaires, qui consistent à chauffer et forger successivement. Quand le lingot est forgé, on le nettoie des écailles ferrugineuses dont sa surface a pu se recouvrir au feu, en l'enduisant d'un mélange humide de parties égales, en volumes, de borax cristallisé et de sel de tartre commun. Ce mélange, en fusion, est un dissolvant actif de ces impuretés. Il suffit donc de placer le cylindre ainsi enduit, dans un creuset de platine, de le recouvrir d'un vase de terre renversé, et de l'exposer à la chaleur d'un fourneau à vent. Dès que le lingot est retiré du fourneau, on le plonge dans un bain d'acide sulfurique étendu, qui, en peu d'heures, dissout entièrement le flux dont la surface est recouverte. On peut alors amener ce lingot à l'état de feuille, le tirer à la filière, le soumettre, en un mot, à toutes les opérations que supportent les métaux les plus ductiles.

2675. Pour qu'on puisse juger de l'importance de la consommation de platine, on a rassemblé ici les chiffres de l'importation et de l'exportation de ce minéral. Il en résulterait une consommation moyenne de 100 kilogr. de minerai de platine, par année, environ. Mais, il est peu probable que ce chiffre soit véritablement exact. Le platine offre d'ailleurs une propriété qui lui est commune avec les autres métaux précieux, c'est de revenir, quand il est hors de service, dans les ateliers, pour y être soumis à un nouveau traitement. Mais, en ce qui concerne le platine, il faut le reprendre, comme si c'était du minerai même, c'est-à-dire, le redissoudre dans l'eau régale, le précipiter, et refaire, en un mot, toutes les opérations qu'on vient de décrire.

Cette circonstance est très-fâcheuse, car elle donne un prix fort exagéré au platine ouvré, qui vaut presque le double d'un poids égal de platine de rebut.

Platine.

	Importation.	Exportation.
	k.	k.
1822	37.400	61,560
1823	76	»
1824	21,980	16
1825	259,820	»
1826	302.900	»
1829	56,100	»
1830	76,250	»
1831	90.110	»
	920,560	77,560

		k.
En huit années.	Importation.	920.560
	Exportation.	77,560

CHAPITRE XII.

Traitement des minerais d'or.

Sur *les mines d'or du Mexique; Journal des mines*, T. 29, p. 101.

Voyages *dans l'intérieur du Brésil et particulièrement dans les districts de l'or et du diamant*; par M. Mawe; *Ann. des mines*, série I, T. 2, p. 199.

Sur *les mines d'or et de platine de l'Oural;* par M. de Humboldt; *Ann. des mines*, série II, T. 1, p. 178.

Mémoire *sur une nouvelle méthode, pour le traitement de la pyrite aurifère*; par M. Boussingault; *Ann. des mines*, série II, T. 1, p. 319.

Note *sur les usines à or, argent et plomb de Transylvanie*; par M. Kersten; *Ann. des mines*, série II, T. 6, p. 297.

Essais *faits pour séparer l'or des divers minerais du district du Freyberg*; *Ann. des mines*, série II, T. 6, p. 315.

Sur *l'exploitation et le traitement de la pyrite aurifère du val Anzasca en Piémont*; par M. de Villeneuve; *Ann. des mines*, série II, T. 5, p. 181.

Sur *la composition de l'or argentifère*; par M. Boussingault; *Ann. des mines*, série II, T. 3, p. 279.

Quantité *d'or exploitée au Brésil*; *Ann. des mines*; série II, T. 3, p. 283.

Essais *de l'histoire des rivières et des ruisseaux de la France, qui roulent des paillettes d'or*; par M. de Réaumur; *Mém. de l'Acad. des sciences*, année 1718, p. 68.

2676. L'or se montre dans la nature sous la forme métallique; ce qui explique à la fois comment, c'est l'un des métaux que les hommes ont connu dès les premiers temps de la formation des sociétés, et comment aussi, c'est un de ceux que les peuples les plus sauvages savent exploiter.

On trouve dans la nature, l'or cristallisé en cubes, en octaèdres, ou avec des formes dérivées de celle-ci; l'or en lamelles, paillettes ou ramifications; enfin, l'or en grains ou en masses connues sous le nom de *pépites*. Les pépites d'or peuvent avoir un volume assez considérable; M. de Humboldt en cite une de douze kilogrammes, trouvée au Pérou. On rapporte qu'une masse de cinquante kilogrammes a été extraite dans la province de Quito. Enfin, dans ces dernières années, la Sibérie a offert des masses d'or dans ses mines, qui rendent ces exemples moins extraordinaires.

L'or natif n'est pas toujours pur; il est même, dans la plupart des cas, uni à une certaine quantité d'argent. On peut considérer les proportions de ces deux métaux, comme à peu près constantes dans le même gisement; en sorte que, dans les pays où l'on récolte de

l'or dans divers cantons, les essayeurs connaissent la composition, dès qu'ils connaissent la localité précise.

L'or paraît ordinairement combiné à l'argent en proportions définies, mais très-variées. Il n'y a toutefois qu'une de ces combinaisons qui ait été distinguée par un nom particulier; c'est l'électrum des anciens minéralogistes.

Plusieurs des minerais d'or exploités, sont des pyrites aurifères. Elles renferment des quantités si faibles d'or, qu'il est presque toujours impossible de reconnaître à quel état s'y trouve ce métal. Comme un grillage préalable, est généralement utile, pour que l'or qu'elles renferment puisse s'amalgamer, on est conduit à douter que l'or qui s'y trouve contenu soit bien réellement à l'état natif, quoiqu'on ait admis, jusqu'à présent, que l'or y est disséminé sous forme de paillettes métalliques très-déliées. Quand on se rappelle la tendance électro-négative si puissante du sulfure d'or, on est disposé à penser que ce métal pourrait bien exister, en partie ou même en totalité, sous forme de sulfure double, dans les sulfures de fer ou autres qui le renferment.

L'or se rencontre associé à la pyrite de fer, à celle de cuivre, à la galène, à la blende, au mispickel, au cobalt gris, au manganèse lithoïde, au tellure natif, à la malachite, à l'argent sulfuré, à l'argent rouge et au sulfure d'antimoine. M. Brongniart qui a dressé cette liste, observe que c'est particulièrement dans son association avec les quatre premières substances, c'est-à-dire, les pyrites de fer et de cuivre, la galène, la blende et le mispickel, que l'or devient invisible à l'œil, circonstance qui appuye l'opinion énoncée plus haut. Dans certains cas, il est vrai que la pyrite, en passant à l'état d'oxide de fer par l'action de l'air, offre alors des paillettes d'or visibles.

2677. L'or se rencontre dans les terrains primitifs, dans les terrains de transition, dans les trachytes, les trapps et les terrains de transport. Il est bien plus commun dans ces derniers que dans les premiers. L'or disséminé en paillettes dans des sables argileux et ferrugineux, se rencontre dans une foule de localités. Ces sables aurifères forment quelquefois des plaines étendues et sillonnées par des ruisseaux, des rivières ou des fleuves qui charrient de l'or, si l'on s'en rapporte aux apparences. En effet, on a longtemps supposé que ces cours d'eau prennent leur source dans des montagnes aurifères, qui leur fournissent l'or que l'on rencontre dans leur lit. Bien des recherches ont été dirigées dans ce sens, mais elles ont toujours eu des résultats négatifs. C'est qu'en effet, toutes les circonstances du phénomène, prouvent que l'or des fleuves provient des sables sur lesquels ils coulent. Ces sables éprouvent une sorte de lavage qui laisse les paillettes d'or dans certains points, tandis que les parties terreuses sont entraînées. On observe, conformément à cette suppo-

sition, que tout ce qui met les sables en mouvement, favorise l'apparition de l'or dans les angles rentrants du fleuve. Les orages, les grandes pluies sont donc favorables à cette exploitation. On observe, en outre, que des fleuves qui fournissent de l'or dans une certaine partie de leur cours, cessent d'en donner quand on remonte vers leur source.

Les rivières ou les fleuves qui charriaient de l'or autrefois, le charrient encore aujourd'hui et probablement en même quantité; cependant, les exploitations qui avaient lieu sur leurs bords, ont cessé peu à peu, de telle sorte, que les localités les plus célèbres chez les anciens ne sont plus exploitées. C'est que la valeur réelle de l'or a singulièrement changé, depuis la découverte du Nouveau-Monde, et que la masse d'or qui suffisait pour payer la journée des ouvriers adonnés à cette industrie, n'en payerait aujourd'hui que le quart ou le cinquième.

Nous ne citerons pas ici toutes les localités qui peuvent fournir de l'or; il en est tant qui sont dans ce cas. Nous devons nous borner à l'énumération des principales mines exploitées.

En France, nous avons une véritable mine d'or, celle de la Gardette, dans la vallée d'Oysans. C'est de l'or natif dans un filon de quarz. Elle a été exploitée avant la révolution par Louis XVIII, alors comte de Provence. Le filon étant trop pauvre, l'exploitation fut abandonnée. Les rivières aurifères sont fort nombreuses. On cite l'Arriège, le Gardon, la Cèze, le Rhône aux environs de Genève, le Rhin près Strasbourg, le Salat, la Garonne près Toulouse, l'Hérault près Montpellier. Toutes ces localités n'ont, sous ce rapport, qu'un intérêt historique.

Le Piémont renferme des mines d'or qui s'exploitent encore aujourd'hui avec profit. On trouve à Macugnaga au pied du Mont-Rose, des filons de fer sulfuré aurifère qui sont traités d'une manière fort active.

En Allemagne, le pays de Salzbourg fournit de l'or, ainsi que nous le verrons plus loin.

La Hongrie et la Transylvanie possèdent des mines d'or importantes à tous égards.

Les mines d'or de Sibérie ont pris dans ces dernières années, une importance inattendue qui les place à un rang digne de fixer l'attention des économistes. D'après leur importance actuelle, d'après les masses d'or qui en ont été extraites, on peut à peine présumer quel en sera le produit dans quelques années, quand toutes les localités auront été reconnues et que les principaux gisements auront été mis en exploitation. Celui qu'on exploite actuellement, est situé sur le côté oriental des monts Ourals. L'or y est accompagné des mêmes minéraux qui se trouvent dans les dépôts aurifères du Nouveau-Monde.

L'Asie renferme des mines d'or nombreuses, mais on n'en connaît pas la production. L'or qu'elles produisent ne sort guère de cette partie du monde.

L'Afrique possède des terrains aurifères nombreux et importants. Le Kordofan, le pays de Bambouk, le pays de Sofala fournissent de l'or qui vient, en partie, servir au commerce qui a lieu sur la côte. Les nègres le transportent dans des tuyaux de plume d'autruche ou de vautour.

L'Amérique est le pays qui a fourni les quantités d'or les plus considérables, dans les temps modernes. Ce métal s'y trouve rarement dans de véritables filons, tandis que dans les terrains d'alluvion, il donne lieu à de nombreuses exploitations.

L'Amérique septentrionale en produit peu, et seulement dans la Caroline du Sud. L'Amérique méridionale et surtout le Brésil, le Choco, le Chili sont les pays les plus productifs.

Le Mexique, le Pérou, la Colombie fournissent de l'or, mais celui du Mexique provient principalement des mines d'argent de ce pays.

2678. Les procédés en usage, pour l'exploitation des minerais, sont fort simples et se réduisent en général à des lavages, que l'on termine par la fusion du résidu devenu assez riche. Quelquefois, au lieu de pousser le lavage jusqu'à la concentration de l'or, qui est nécessaire pour la fonte, on l'arrête beaucoup plus tôt, et on termine l'opération par l'amalgamation qui sépare l'or de ses gangues. Quelquefois enfin, on grille le minerai, afin d'en rendre le lavage plus facile.

Ces divers procédés, tous fort simples dans leur principe, n'offrent d'autre difficulté que celle qui résulte de la proportion d'or, généralement très-faible, qui se trouve répandue dans les minerais. On conçoit, en effet, que, si l'or est en paillettes isolées dans une gangue légère et friable, le lavage suffira pour le retirer presque en entier. Si, au contraire, l'or est engagé dans une gangue dense et dure, le broyage et le lavage ne produiront qu'un résultat imparfait.

La nature des gangues doit donc être, surtout, prise en considération, dans le choix des méthodes que l'on met en usage, pour l'extraction de l'or. C'est dans ce sens que nous allons classer les exemples d'exploitation, en faisant observer que l'amalgamation s'applique avec profit dans tous les cas. Comme le mercure n'exerce ici aucune action chimique, il est facile d'en atténuer beaucoup la perte, en sorte que les avantages de l'amalgamation ne sont soumis à aucune restriction.

2679. Nous allons décrire, en premier lieu, les procédés mis en usage pour l'extraction de l'or des pyrites aurifères, exploitées à Marmato, sur le versant de Rio-Cauca. Cette exploitation, étudiée par M. Boussingault, sur les lieux, donnera une idée générale des méthodes qui conviennent à tous les cas.

L'atelier placé sur la pente de la montagne, se compose d'un hangar, sous lequel peuvent tenir une douzaine de travailleurs ; dans le sol, on a pratiqué un grand trou circulaire d'environ six pieds de profondeur, et dix pieds de diamètre. Dix négresses, occupées à broyer, sont rangées autour de cette excavation. Au devant de chacune d'elles, se trouve une pierre de porphyre élevée d'environ deux pieds au dessus du sol, et inclinée vers le réservoir. La molette dont elles se servent est, pour l'ordinaire, un morceau de pyrite qui contient du quarz.

Le minerai à moudre est placé près d'elles ; c'est de la pyrite en morceaux ; elles mettent un de ces morceaux sur la partie la plus élevée de leur pierre, et le réduisent en poudre, à coups de molette ; ensuite elles le broient, en ajoutant de l'eau pour faciliter ce travail ; la pyrite, à mesure qu'elle est broyée, glisse en consistance d'une pâte liquide, dans le réservoir.

Lorsque le réservoir est rempli de pyrite moulue, on y fait arriver un courant d'eau, qu'on laisse couler pendant une semaine, en ayant soin de remuer de temps à autre la matière ; la pyrite étant débarrassée des terres qu'elle pouvait contenir, on procède au lavage.

Le lavage se fait dans un plat de bois, nommé *batea*. qui a la forme d'un cône très-aplati, dont la base peut avoir 15 à 18 pouces de diamètre et la hauteur de 3 à 4 pouces. Des négresses exécutent le lavage avec une rare habileté : elles mettent environ 20 livres de pyrite broyée dans la batea et la plongent dans l'eau, où elles sont elles-mêmes à mi-jambes ; alors, après avoir délayé la pyrite avec la main, elles donnent à la batea un mouvement giratoire très-rapide, ayant soin de lui donner, de temps en temps, différentes inclinaisons, pour faciliter la sortie des matières qui se trouvent en suspension dans l'eau. Après avoir continué cette manœuvre pendant quelques minutes, elles sortent la batea de l'eau, et, la tenant d'une main, sous une inclinaison d'environ 45°, elles font tomber, avec l'autre, une grande quantité de la pyrite qui se trouve sur le plan incliné formé par la position de la batea. Elles opèrent sur le reste de la même manière, jusqu'à ce qu'elles aient obtenu une petite quantité de pyrite très-riche en or : alors, elles redoublent d'attention, et finissent par obtenir l'or presque pur. Lorsqu'elles ont réuni ainsi une certaine quantité d'or, elles le repassent à la batea pour bien le nettoyer, puis elles le font sécher dans une petite poêle de fer.

Après cette opération, la pyrite entraînée par les lavages, est soumise à un second et à un troisième traitement semblables au premier ; elle fournit constamment de l'or. Lorsqu'elle a subi trois lavages, elle est mise en tas et abandonnée à l'air pendant huit ou dix mois ; au bout de ce temps, on la broie, comme si c'était du minerai neuf, et elle donne une nouvelle quantité d'or presque égale à celle du premier traitement ; ce qui reste est encore jeté en tas et lavé, et

ainsi de suite, jusqu'à ce que la pyrite ait disparu dans les lavages.

L'eau provenant des lavages s'écoule, et dépose une pyrite très-divisée, qui est lavée par des nègres libres ; ils en retirent encore de l'or.

2680. M. Boussingault, ayant cherché à connaître la quantité d'or que pouvait fournir une pyrite considérée comme pauvre, quoique néanmoins travaillée avec bénéfice par les nègres, a trouvé qu'elle donnait 1/5000 d'or; mais il pense que ce nombre est au dessous de la réalité; car cette pyrite aurait encore pu fournir de l'or, si on l'avait exposée à l'air pendant quelques mois.

Les différentes opérations pratiquées à Marmato, sont fondées sur la différence de densité qui existe entre l'or, qui pè-e de 14 à 19, et la pyrite qui pèse environ 5. On conçoit qu'il doit être assez facile de séparer le métal par le lavage. L'exposition à l'air de la pyrite déjà lavée est bien calculée ; une portion du minerai passe à l'état de sulfate, qui est enlevé par les eaux pluviales. L'action atmosphérique s'exerce principalement sur le sulfate très-divisé ; car, après avoir été exposés plusieurs fois à l'air, les tas de minerai diminuent de volume, et la pyrite restante est en petits morceaux de forme cubique. C'est dans l'intérieur de ces petits fragments, qui ont résisté au broyage et à la décomposition, que réside l'or qu'on peut encore retirer, en traitant la pyrite une seconde et une troisième fois.

M. Boussingault propose de commencer ce traitement par un grillage qui donnerait du peroxide de fer plus tendre et plus léger que la pyrite, et qui, par conséquent, se laisserait moudre et laver plus facilement ; il s'est assuré, par plusieurs essais, des avantages de ce procédé. Le lavage s'exécute alors avec une telle facilité que, par cette méthode, on parvient à découvrir la présence de l'or dans des pyrites qui n'en renferment qu'une quantité à peine appréciable.

Le plus grand avantage que présente le grillage de la pyrite, est dû à ce que l'oxide de fer aurifère qui en résulte peut passer au moulin; une fois bien moulu, il est aisé d'en retirer l'or; car il se délaie si complétement dans l'eau, qu'il suffit, pour effectuer le lavage, de faire tomber un filet de ce liquide sur l'oxide placé dans un bassin, et d'agiter avec précaution. Bientôt, la plus grande partie de l'oxide est enlevée; on aperçoit l'or mélangé avec des grains d'oxide de fer mal broyés.

M. Boussingault a essayé de séparer l'or des matières avec lesquelles il est mélangé vers la fin du lavage, au moyen du mercure ; il s'en est très-bien trouvé, principalement lorsque l'or était en poudre très-fine.

Le grillage pourrait s'effectuer, soit en tas, comme dans le Hartz et à Chessy, soit dans des fourneaux à réverbère. Pour moudre l'oxide de fer provenant du grillage de la pyrite, on pourrait se servir d'un moulin à blé, ainsi que cela se pratique dans les usines d'amalgamation.

L'oxide de fer moulu, pourrait se laver dans trois ou quatre grands bassins en amphithéâtre ; pour séparer l'or des matières étrangères avec lesquelles il est mêlé vers la fin du lavage, on pourrait achever cette opération dans la batea, ou mieux, employer le mercure.

Un grillage dans lequel on ferait entrer 5,000 quint. de minerai pourrait renfermer, s'il était composé de pyrite de Marmato, depuis 1 jusqu'à 15 quintaux d'or.

On conçoit combien il serait facile de construire un fourneau de grillage continu, dans lequel on n'emploierait pas d'autre combustible que la pyrite elle-même. On trouverait, sans doute, quelque avantage à ajouter un peu de chaux ou de calcaire au minerai, pour l'empêcher de fondre trop aisément et de couler en mattes.

Les modifications proposées par M. Boussingault s'appliqueraient, sans aucun doute, avec avantage à l'exploitation de la pyrite aurifère que l'on traite en Piémont. Mais il serait toujours nécessaire de prendre en considération, les variations fort grandes que présente la richesse des pyrites exploitées. Avant de se décider à un traitement sur une grande échelle, il faudrait que les tas fussent formés de petits lots, essayés chacun séparément, avec le plus grand soin, par les méthodes de lavage ordinaire. Sans cette précaution, on s'exposerait à traiter en grand des matières trop pauvres, et on courrait risque d'éprouver des pertes considérables.

2681. A Marmato, comme on vient de le voir, l'amalgamation n'est point pratiquée, et on fait éprouver à la pyrite une décomposition spontanée à l'air. En Piémont, cette décomposition ne s'effectue pas, et tout le travail roule sur l'amalgamation elle-même. Voici, en peu de mots, le procédé que l'on suit.

Sur toute la longueur du val Anzasca, depuis Champnaga jusqu'à Pié di Muléra, la pyrite aurifère est très-répandue; à Venzone, elle est associée à la blende et à la galène. Elle se trouve souvent en veines. Sa richesse est très-variable ; elle donne depuis 35 fr. jusqu'à moins de 2 fr. par quintal. En concluant, d'après ces données, les limites extrêmes des quantités d'or contenues, on trouve que la pyrite renferme depuis 0,000494 jusqu'à 0,000010 d'or.

L'Exploitation de ces minerais remonte à une haute antiquité ; depuis ces temps reculés, les pyrites ont été l'objet d'un travail plus ou moins actif ; maintenant les usines d'amalgamation sont en très-grand nombre sur les divers torrents qui sillonnent le pays. Ces usines consistent, ordinairement, en petits bâtiments de bois, dont chacun renferme quatre moulins d'amalgamation. Il existe plus de deux cents moulins dans la vallée.

Les minerais sortis de la mine, subissent un cassage et un triage, avant d'être portés au moulin. Chaque bâtiment renferme un moulin à deux meules, pour triturer le minerai.

Les deux meules de trituration sont horizontales ; la meule supérieure est mue par une roue hydraulique. Dans ce moulin, le minerai est réduit en morceaux de la grosseur d'un petit pois.

Le minerai ainsi broyé, est introduit dans un moulin d'amalgamation.

Ceux-ci se composent d'un baquet en bois, solidement cerclé, au fond duquel se trouve une meule dormante; et d'une meule supérieure tournante, taillée en segment de tore et s'emboîtant dans la meule inférieure. Le baquet s'élève beaucoup plus haut que la partie occupée par les meules, ce qui permet d'y introduire l'eau nécessaire.

On introduit dans le moulin d'amalgamation une petite quantité de minerai trituré; il y subit un nouveau broiement; l'eau, sans cesse agitée par les tiges de fer, qui conduisent la meule tournante et qui traversent le bain, tient en suspension le minerai broyé; de sorte que les plus gros morceaux sont toujours dans le voisinage des meules; le mouvement est d'ailleurs assez peu rapide. Les premières parties étant bien triturées, on en ajoute de nouvelles, jusqu'à ce que le moulin renferme 60 livres de matière. On y introduit alors 8 onces de mercure, avec une petite mesure; lorsque l'amalgamation est arrivée à son terme, ce dont les ouvriers doivent juger, on enlève les matières après avoir arrêté la marche du moulin. Il est essentiel de ne pas faire agir le mercure trop longtemps, sinon, on fait une perte plus grande de ce métal; peut-être une partie passe-t-elle à l'état de sulfure. Le traitement total de 60 livres, dure ordinairement vingt-quatre heures. On fait couler les boues; on lave le résidu mercuriel, on le passe, et on obtient un petit bouton d'un jaune pâle, c'est l'amalgame d'or.

Lorsqu'on a obtenu une quantité suffisante de ces petits boutons, ordinairement de manière à en retirer une quantité d'or de la valeur de 5000 fr., on fait une distillation dans une cornue de fer, dont le bec plonge dans un baquet plein d'eau, où le mercure qui se volatilise, vient se condenser. Cette opération est ordinairement exécutée par le propriétaire de la mine.

La perte totale en mercure est égale au quart de celui employé, c'est-à-dire, deux onces pour chaque petit moulin d'amalgamation.

La méthode que l'on vient d'exposer, exige une mise de fonds très-faible et permet de ne traiter que peu de pyrite à la fois. Lorsque l'on s'aperçoit, par le produit d'un moulin d'amalgamation, qu'il n'y a plus d'avantage à poursuivre la partie de la veine ou filon que l'on attaquait on l'abandonne, sans avoir fait sur cette veine l'extraction considérable, à laquelle exposerait un traitement en grand. On a tenté plusieurs fois de faire des amalgamations dans des tonnes, en opérant sur de grandes quantités; tous ceux qui ont fait ces essais s'en sont mal trouvés.

2682. Dans le pays de Salzbourg, on exploite de l'or en filons, qu'on sépare par les lavages, le grillage et l'amalgamation. On ne fond guère les minerais, qui contiennent de l'or, que lorsqu'il est avantageux d'en séparer aussi l'argent ou le cuivre qui se trouvent souvent mélangés avec ce métal précieux. Nous allons décrire successivement les procédés suivis dans ces diverses opérations.

On distingue le minerai en deux sortes.

La première, est le minerai si peu riche, que l'or n'y est pas visible. Celui-ci est bocardé; mais on fait précéder cette opération d'un grillage, pour rendre plus facile sa division sous les pilons.

La seconde, qui est assez riche pour permettre d'y reconnaître l'or, est bocardée, et souvent, sans avoir été soumise au grillage; l'opération du bocardage terminée, il faut cribler les minerais, afin de faciliter l'union du mercure et de l'or.

Le grillage de ces minerais ne se pratique point dans toutes les exploitations; cependant il est utile, car non-seulement il facilite la division des gangues, mais encore il dénature les sulfures et les arséniures, qui sont remplacés par des oxides fins et légers.

Le minerai bocardé est lavé sur des tables mobiles inclinées, et dans des sébilles à la main. En le faisant passer successivement sur des tables à mouvement plus lent, et enfin dans des sébilles plus petites, on parvient, en raison de la densité de l'or, à le séparer en grande partie des terres plus légères avec lesquelles il est mélangé; cependant, cette opération ne l'amènerait pas, sans perte, à un degré de pureté convenable; il faut recourir à l'amalgamation.

Cette opération s'exécute par un procédé particulier, qui exige une machine construite avec soin. Celle dont on fait usage dans le pays de Salzbourg est une espèce de moulin ordinaire dont les principales pièces consistent en une meule supérieure, horizontale, renfermée dans un cylindre creux où elle fait sa révolution; au dessus est placée une trémie, qu'on peut abaisser ou élever à volonté; cette trémie a pour but de répandre sur la meule, une égale épaisseur de minerai, laquelle est d'autant plus considérable, que la trémie est plus distante de la meule.

Au dessous, sont placés trois cylindres en fer dans lesquels se meuvent les meules d'amalgamation ou *meules courantes*, dont l'axe peut s'élever ou s'abaisser, suivant la nature du minerai soumis à leur action. Celui-ci, entraîné par l'eau qu'on a introduit dans la meule supérieure au moyen d'un robinet, tombe sur un plan incliné, et arrive dans les meules courantes, en parcourant un canal de division, qui permet de le répartir également entre les trois cylindres. Enfin, un second plan incliné permet à l'amalgame de se rendre dans un lavoir au sortir des meules courantes.

Lorsqu'on veut opérer l'amalgamation, on jette le minerai bocardé, lavé, et pénétré d'une certaine quantité de sel marin, dans la trémie, d'où il descend sur le plan incliné du cylindre creux qui contient la grande meule. Lorsque la trémie s'est vidée, on y verse de nouveau minerai, jusqu'à ce que le cylindre de la meule à minerai soit rempli, et l'on fait couler de l'eau dans la meule à minerai. Cette eau entraîne le minerai sur le plan incliné et dans les trois cylindres de fer, au dessous des meules courantes. C'est par l'action de ces meules que l'amalgamation de l'or doit s'opérer. Avant de placer le mercure dans

les cylindres, on fait aller le moulin pendant deux heures ; on ajoute environ 7 à 8 kilogr. de mercure, en une seule fois. La quantité de mercure, d'eau et de minerai, qu'on verse dans le cylindre creux, où les métaux doivent être amalgamés, est dans le rapport des nombres suivants, 50, 30 et 100. Dans quelques usines, on ajoute une quantité de mercure égale à celle du minerai, et le travail en devient plus sûr, sans cependant qu'on ait de trop grands déchets.

Il faut dans cette opération ajouter l'eau avec beaucoup d'attention; si l'on en mettait trop peu, le mélange restant pâteux, le mouvement du moulin serait plus difficile, et les minerais s'attacheraient aux parois des cylindres où ils resteraient, sans être amalgamés. Si, au contraire, on donnait au mélange trop de fluidité, les molécules d'or et d'argent, seraient emportées sans s'unir au mercure.

On conçoit facilement, d'après cela, combien il est essentiel de ne pas épargner le mercure dans cette opération, car ce métal n'agit sur l'or et sur l'argent, qu'en raison de la grande surface qu'il leur présente. On est parvenu à étendre la surface du mercure en donnant aux vases où l'amalgamation s'opère, la forme cylindrique, ou plutôt, la forme d'un cône renversé terminé par une sphère.

C'est dans la même intention que l'on donne à la masse un mouvement de rotation, et la force centrifuge que le mercure acquiert, par suite de ce mouvement, le fait monter le long des parois du cylindre ou du cône, qui s'élargit de plus en plus vers le haut, et ensuite le mercure retombe par son propre poids.

La quantité de mercure doit être proportionnée plutôt au volume des minerais qu'à leur poids. En effet, les minerais occupent dans les cylindres une place d'autant plus grande qu'ils sont plus légers, et le mercure devant surmonter la hauteur de la masse, il faut une plus grande quantité de mercure pour que son union avec les autres métaux puisse avoir lieu.

Si l'on employait peu de mercure, l'amalgame pourrait être solide alors, il se convertirait en poussière ou écume qui s'écoulerait avec l'eau qu'on fait sortir de temps en temps, en sorte qu'on perdrait une grande quantité d'or et de mercure. Si, au contraire, le mercure est en grand excès, l'or se combine plus vite et plus complétement avec lui : l'amalgame reste coulant et se sépare bien.

On reconnaît si un moulin produit bien son action, et si l'amalgame se triture convenablement, en observant quelques indications. Nous avons déjà dit qu'il y a au dessous de chaque meule à minerai des canaux destinés à faire écouler l'eau, et qu'à l'extrémité de ces canaux se trouve un cylindre creux en fer, destiné à recueillir les minerais pour en opérer l'amalgamation. Si l'on observe dans ces cylindres, de l'or qui n'est point amalgamé avec le mercure, c'est un signe que la meule est trop élevée, qu'elle n'est pas assez rapprochée du minerai; alors le mercure n'étant pas agité, reste au fond du vase à cause de sa pesanteur. Si, au contraire, on observe dans le

cylindre creux, de la poussière de mercure et de l'écume de l'amalgame, c'est un signe évident que le mercure a fini de s'emparer de l'or, et qu'il faut en ajouter de nouveau.

C'est ordinairement après seize ou dix-huit heures que l'amalgamation est terminée ; on procède ensuite au lavage, qui s'opère à l'aide d'une eau courante, qui entraîne la terre, et dépouille l'amalgame des substances non combinées avec le mercure. Cette opération se pratique dans une cuve de bois de forme conique, dont le fond est disposé en pente vers le centre, et où se trouve un robinet. On imprime à cette cuve un mouvement circulaire, afin que les minerais soient toujours remués et emportés par le courant d'eau, tandis que l'amalgame tombe par sa propre pesanteur au fond de la cuve, d'où il est ensuite facile de le retirer.

Cependant, lorsqu'on a enlevé la plus grande partie de l'amalgame, on délaye de nouveau la masse, en y ajoutant une certaine quantité d'eau, afin que les parcelles de mercure aillent plus facilement au fond de la cuve. En continuant de remuer toujours et également la masse ; on fait sortir, peu à peu, les minerais délayés par l'eau, et enfin l'amalgame lui-même, qu'on lave de nouveau dans une machine semblable.

Le lavage terminé, on procède à la séparation du mercure. La première opération consiste à mettre l'amalgame liquide dans une peau de chamois, ou dans une chausse de laine, qu'on presse fortement. Le mercure qui passe à travers la peau, retenant encore jusqu'à vingt ou vingt-cinq deniers d'or ou d'argent par quintal, est reporté dans les cylindres où l'on verse de nouveaux minerais. Dans quelques usines, on met l'amalgame dans un sac de gros coutil, d'où le mercure s'écoule en partie à l'aide de son propre poids, et en partie à l'aide d'une forte pression. Il reste dans le sac un amalgame solide d'or, qui est mis à part pour la distillation. Lorsqu'on mouille le sac, il y reste une plus grande quantité d'amalgame, et le mercure qui coule retient moins d'or. Lorsque l'amalgame solide est très-pur, il est assez blanc ; mais quand il se trouve allié de plomb ou de cuivre, il est moins blanc, et alors, il ne craque pas autant quand on le brise.

En général, et si l'opération a été bien dirigée, l'amalgame contient environ deux tiers de mercure et un tiers d'or.

On décompose l'amalgame solide d'or, comme celui d'argent, au moyen du trépied ou du *chandelier d'amalgamation* employé à Freyberg. L'or ainsi privé de mercure, a une couleur matte due à sa porosité ; et s'il y reste encore quelques portions de mercure, les fontes postérieures qu'on lui fait éprouver l'en débarrassent.

La méthode en usage dans le pays de Salzbourg offre, comme on voit, quelques particularités que nous allons faire ressortir. Les meules d'amalgamation y sont semblables à celles que l'on employe en Piémont ; mais ces meules sont alimentées par du minerai déjà

broyé, ce qui est avantageux ; le travail de l'amalgamation en devient plus facile. On emploie une forte proportion de mercure, circonstance à imiter, toutes les fois que la nature du minerai le permet ; car l'extraction de l'or en devient à la fois plus rapide et plus complète. Mais avec des minerais pyriteux, il paraît que cet excès de mercure causerait de fortes pertes, dues à la sulfuration de ce métal.

2683. Les détails qui précèdent permettent de comprendre tous les procédés également simples, qui sont mis en usage dans le traitement des minerais d'or, en divers pays. Nous ajouterons seulement ici, quelques détails relatifs à l'exploitation des sables des fleuves ou rivières.

Les fleuves et les rivières qui roulent des paillettes d'or avec leur sable, en offrent surtout dans les endroits, où elles coulent avec moins de rapidité ; dans ceux, où leur lit s'élargit ; et en particulier, dans ces espèces d'anses, où l'eau commence à perdre de sa vitesse, et auprès des coudes, où la direction de la rivière change ; les pierres qui se trouvent au fond de l'eau, sont aussi des digues capables de les arrêter, aussi, les orpailleurs ramassent-ils soigneusement le sable qui les entoure.

On ne fouille pas à une grande profondeur, pour recueillir les paillettes. Le plus souvent, on n'enlève le sable que jusqu'à quatre doigts de la surface supérieure ; cependant, les orpailleurs de l'Arriège creusaient, à peu près, jusqu'à deux pieds.

Le temps propre à cette recherche est celui où les eaux sont basses. On prend alors plus commodément un sable éloigné des bords. C'est parce que les eaux du Rhône sont ordinairement basses en hiver, que les paysans n'y vont guère chercher les paillettes que dans cette saison. Mais de tous les temps, le plus favorable, est celui où les eaux baissent peu après les débordements.

Les paillettes sont souvent si petites et en si petite quantité dans le sable, qu'elles échappent aux yeux les plus clairvoyants et les plus attentifs. Il est plus aisé d'apercevoir les endroits où le sable a une couleur noirâtre ou rougeâtre ; ce sable est toujours celui auquel il faut s'attacher. S'il y a de l'or, c'est là qu'on le trouve, et on l'y trouve plus abondamment qu'ailleurs.

2684. La principale partie du travail des orpailleurs consiste en un grand nombre de lavages ; c'est en lavant le sable, qu'ils en dégagent les paillettes. Voici comment cette opération se pratiquait sur les bords du Rhin. Le laveur ayant choisi au bord du fleuve un endroit de bon augure, y établissait ses petites machines qui ne demandaient pas grand appareil. La principale pièce était une planche d'environ 1 mètre 75 cent. de longueur, sur 0m,50 de largeur, et épaisse de 4 à 5 centimèt. De chaque côté, et à un de ses bouts, elle avait un rebord de 3 cent. de haut à peu près. Ce dernier bout étant appuyé à terre, on posait l'autre sur un tréteau d'un pied et demi de hauteur. Sur cette

planche inclinée, on clouait légèrement trois morceaux de gros drap, chacun d'une largeur égale à celle de la planche, et d'environ un pied de long. On attachait le premier assez près du bout supérieur de la planche, le second à un pied du premier, et le troisième pareillement à un pied du second.

On fixait sur le bout supérieur de la planche, une espèce de corbeille faite de bois de cornouiller sauvage, en forme de claie : son fond offrait un ovale dont la convexité était tournée vers le bout inférieur de la planche ; c'était le premier crible au travers duquel on passait le sable pour en séparer les pierres, les cailloux et le gravier Avec une pelle on remplissait la corbeille de sable; avec une autre on versait de l'eau, qui délayait le sable et l'entraînait avec elle à travers le crible; la terre, la poussière, étaient emportées par ce liquide vers le bas de la planche, ainsi que les plus gros grains poussés par l'eau et entraînés par leur pesanteur. Quand aux grains fins, mais pesants, ils étaient arrêtés par les poils du drap, formant autant de digues disposées d'espace en espace, et qu'ils ne pouvaient pas vaincre. C'est parmi ces grains que se trouvaient les paillettes d'or.

Après que la claie ou le crible avait été rempli un certain nombre de fois, les morceaux de drap couverts de sable, n'étaient plus en état d'en arrêter de nouveau : on les détachait et on les lavait dans une cuve pleine d'eau, pour en enlever le sable aurifère.

Ce premier lavage était assez grossier, mais on lavait avec plus de précaution le sable riche qu'on avait rassemblé. On en mettait une partie dans un vase de bois creux, en forme de nacelle; le laveur l'ayant rempli d'eau, le prenait à deux mains et l'agitait légèrement, d'une manière assez semblable, à celle qu'on emploie pour vanner le blé. Ce travail simple demande de l'adresse et beaucoup de patience. A mesure qu'on répète cette opération, on emporte du sable blanc et léger; celui qui reste prend une couleur plus foncée, et l'on commence à y apercevoir quelques paillettes d'or. Il y en a même quelquefois dans les sables de la rivière de Cèze, de l'Arriège et du Gardon, d'assez grosses pour être choisies à la main. Enfin, quand après des lavages réitérés, le sable qui vient en dessus, diffère peu de celui qui reste au fond, on cesse ce travail, et le sable est dans l'état convenable pour en retirer les paillettes. On le chauffe fortement pour le sécher, et on verse dessus une certaine quantité de mercure, avec lequel on le pétrit et qui s'empare de tout l'or qu'il contient.

2685. Les laveurs des sables du Rhône se servaient aussi de planches inclinées ; mais les morceaux de drap étaient remplacés par de petites rigoles de 2 lignes de profondeur sur 4 de large, placées de quatre en quatre pouces, parallèlement aux bouts de la planche. Ceux des rivières de Cèze et du Gardon étendaient sur leurs planches de petites couvertures, soit de peau de chèvre, de lin ou de laine. Dans quelques uns des endroits où coulent ces deux dernières rivières, lorsque leurs eaux grossissent, les paysans couvrent de peaux de mouton les chaus-

sées des moulins : si les eaux viennent à déborder, elles y déposent les paillettes.

Sur les bords de l'Arriége, les laveurs ne font point usage de la planche inclinée ; ils commencent et finissent leurs lavages dans des vases de bois fort applatis vers les bords, et dont le fond est peu creux; ils les remplissent de sable, et les agitent dans l'eau même de la rivière.

Quelle que soit la méthode qu'on mette en pratique, il est impossible de retirer tout l'or contenu dans le sable, les plus petites paillettes étant entraînées ; il est même probable que les laveurs ne retirent pas du sable tout l'or qu'ils y ont concentré, à cause du peu de précautions qu'ils apportent à l'amalgamation.

—

CHAPITRE XIII.

Affinage des métaux précieux.

Description *d'un nouveau procédé d'affinage*, par M. D'Arcet neveu ; *Journ. de phys.*, T. 55, pag. 259.

Lettre de M. Dizé *à ce sujet* ; *id. id.*, p. 457.

Instruction *relative à l'art de l'affinage ;* par M. D'Arcet. Paris, 1827.

Seconde *instruction relative à l'art de l'affinage ;* par M. D'Arcet. Paris, 1828.

Sur *le départ et l'affinage des matières d'or et d'argent par l'acide sulfurique ; Ann. de l'industrie*, T. 3, pag. 491.

2686. Nous venons de voir comment on se procure l'or brut, et nous avons donné dans l'avant-dernier chapitre un exposé des méthodes qui sont employées pour l'extraction de l'argent brut, il nous reste à décrire les procédés qui conviennent à la purification de ces produits. L'argent et l'or qui peuvent se rencontrer soit combinés, soit mélangés, ne peuvent être séparés par les méthodes de traitement déjà décrites. Comme les mines exploitées renferment presque toujours ces deux métaux, on voit que le produit obtenu doit, en général, consister en un alliage variable, d'or et d'argent.

Nous avons déjà décrit ailleurs quelques uns des procédés qui sont en usage, pour l'affinage de l'or ou de l'argent ; mais nous avons à les considérer ici, sous le point de vue industriel et économique.

L'affinage des métaux précieux est une opération qui s'applique, principalement, à la séparation de l'or et de l'argent. On conçoit parfaitement sa nécessité, quand on sait que, dans les ouvrages ou monnaies d'argent, l'or compte comme argent, et que, dans les ouvrages ou monnaies d'or, l'argent compte comme cuivre. Ce sont donc des valeurs perdues qu'il faut récupérer, par une séparation exacte ; tel est le but de l'affinage.

Dans ces dernières années, un procédé remarquable à tous égards,

est venu donner à cette industrie, une importance et une activité extraordinaires. Ce procédé consiste dans l'emploi de l'acide sulfurique concentré, qui dissout à chaud l'argent et le cuivre, sans toucher à l'or. Le sulfate d'argent qui en résulte, décomposé par le cuivre, reproduit tout l'argent à l'état de pureté. Enfin, le sulfate de cuivre, purifié par des cristallisations répétées, peut à son tour, être livré au commerce.

Ainsi, les produits de ce traitement sont de l'or pur, de l'argent pur, et du sulfate de cuivre.

2687. L'opération s'exécute d'une manière fort simple, quand on traite des alliages convenables. Ceux-ci ne doivent pas renfermer trop de cuivre, car ce métal donne naissance à un sulfate qui ne se dissout pas dans l'acide sulfurique concentré, au delà d'une certaine proportion. Ils ne doivent pas non plus renfermer trop d'or, car l'acide sulfurique n'attaquerait pas aussi bien l'argent, et l'on aurait pour résidu de l'or encore argentifère.

L'expérience a montré que l'alliage le plus convenable au traitement, était celui qui contenait environ 950 d'argent et 50 de cuivre. Quant à l'or, il ne saurait être porté au delà de 200/1000 sans inconvénient, et il suffit qu'il y en ait 1/1000, pour que l'opération soit lucrative.

L'alliage, préparé dans ces proportions, doit être fondu au creuset et mis en grenailles, en le coulant dans de l'eau froide. Les grenailles étant séchées, on en prend une partie, et trois parties et demi d'acide sulfurique concentré. On place le mélange dans un vase de platine, que l'on dispose sur un fourneau convenable. Le vase de platine ne doit être rempli qu'aux deux tiers environ, à cause de l'effervescence due au dégagement d'acide sulfureux, qui pourrait faire sortir hors du vase, une partie de la liqueur. On recouvre le vase, au moyen d'un chapiteau en platine, muni d'un bec qui porte les gaz et les vapeurs dans un appareil condenseur, qui varie selon les circonstances locales.

La capacité des vases de platine varie, et ordinairement on en a un assortiment de diverses grandeurs, pour traiter plus aisément les alliages qui se présentent, sans être forcé de les mélanger. Voici un exemple de ce genre d'assortiment, pris dans l'usine dont on a donné le plan, fig. 1, pl. LVI.

1 vase pouvant traiter	21 kilogr. d'alliage.
2 id.	16 id.
2 id.	15 id.
2 id.	9 id.
3 id.	8 id.

Au bout de deux heures d'ébullition, la dissolution est complète dans les petits vases; elle ne s'achève qu'en trois heures dans les grands.

A l'origine de l'art, l'affinage des matières d'or et d'argent, par

l'acide sulfurique, fut exécuté dans des vases de fonte, auxquels on substitua bientôt les vases de platine que l'on vient de décrire, car on ne voyait guère que ce métal qui pût résister à l'action de l'acide sulfurique concentré et chaud. Mais, plus tard, on chercha à se soustraire à la nécessité d'une mise de fonds qui dépassait souvent 100,000 francs, pour un assortiment convenable de vases à dissolution. M. Tocchi fit, à Marseille, des essais fort heureux, qui prouvèrent qu'on pouvait en revenir à l'emploi des vases de fonte, en remplacement des vases de platine, qui sont encore pourtant en usage dans beaucoup d'usines.

On sait que la fonte et beaucoup d'autres substances métalliques résistent assez bien à l'action des acides concentrés. On sait aussi, que dans beaucoup d'opérations industrielles, la fonte est employée à produire des vases qui doivent résister à l'acide sulfurique concentré et chaud; mais ici, l'acide étant en grand excès, et les métaux qu'il s'agit de dissoudre, étant de ceux que le fer précipite de leurs dissolutions, il doit se passer quelque phénomène particulier, pour que le vase soit préservé de l'action de l'acide.

Il paraît que la concentration de l'acide est déjà, par elle-même, un obstacle à la précipitation de l'argent ou du cuivre, par le fer. Il paraît, en outre, que la surface intérieure du vase, l'argente, et que le fer n'a plus de contact avec la liqueur. Il serait à désirer que ces phénomènes fussent étudiés, avec soin, sous le rapport physique. Quoiqu'il en soit, l'opération va bien dans les vases en fonte, et aujourd'hui il existe plusieurs usines qui n'en ont pas d'autres.

2688. Il faut observer que la quantité d'acide est bien plus considérable que celle qui serait strictement nécessaire, pour convertir le cuivre et l'argent en sulfates; en effet, le calcul indique, pour cet objet, les quantités suivantes, en supposant qu'on agisse sur l'alliage le plus pauvre en or.

50 part. de cuivre exigent	155	d'acide sulfurique.
949 id. d'argent	861	id.
1 id. d'or	0	id.
1000 d'alliage.	1016	

Comme on emploie, en réalité, 3500 d'acide sulfurique, pour 1000 d'alliage, il y a un excédant de 2500 d'acide environ, destiné à tenir les sulfates, et particulièrement le sulfate de cuivre, en dissolution.

Quand la dissolution est terminée, on retire les vases du feu, et on laisse refroidir et reposer la dissolution, afin que l'or puisse se rassembler. On décante la liqueur à deux ou trois reprises, et on lave le résidu d'or avec soin. Les eaux de lavage sont réunies aux sulfates; l'or purifié est fondu, mis en lingot et versé dans le commerce.

La liqueur acide, contenant les sulfates, est versée dans une chaudière de plomb, contenant de l'eau et des rognures de cuivre. On chauffe, et bientôt le sulfate d'argent est complétement décomposé.

L'argent se précipite, et il se dissout, à la place, une quantité proportionnelle de cuivre. C'est-à-dire, qu'en supposant qu'on ait traité 1000 parties d'alliage renfermant 950 parties d'argent, ce dernier exigerait 278 p. de cuivre, pour sa précipitation parfaite.

On recueille l'argent précipité, on le lave à plusieurs reprises, et on réunit les eaux de lavage dans la chaudière à précipitation, pour l'opération suivante. Enfin, on fait sécher l'argent dans une petite chaudière de fonte, et, quand il est sec, on le fond, au creuset, pour le mettre en lingots.

La dissolution acide qui renferme le sulfate de cuivre, est évaporée dans des chaudières de plomb, jusqu'à ce qu'elle puisse cristalliser. On la porte dans les cristallisoirs et on évapore de nouveau les eaux mères, pour en obtenir de nouveaux cristaux. On continue, de la sorte, jusqu'à ce que l'on ait obtenu une eau mère très-concentrée et presque entièrement formée d'acide sulfurique. Cette liqueur est connue sous le nom d'*acide noir*, à cause de sa couleur, qui est due en grande partie aux matières organiques qui s'y sont déposées, pendant son séjour dans les cristallisoirs, et qui proviennent de la poussière, etc. Les acides noirs, purifiés par la concentration, peuvent servir de nouveau, ou bien peuvent être utilisés dans diverses opérations industrielles, qui n'exigent pas l'emploi de l'acide sulfurique concentré et pur. La préparation du chlore, celle des eaux de Seltz et beaucoup d'autres industries, sont dans ce cas.

De 1000 parties d'alliage, contenant 50 de cuivre et 950 d'argent, qui a exigé 278 de cuivre pour sa précipitation, on devrait retirer une quantité de sulfate de cuivre proportionnelle au cuivre qui a été réellement dissous. Cette quantité correspond à 1585 parties de sulfate de cuivre cristallisé. On en obtient un peu moins; mais, quand on opère bien, il y a réellement peu de perte.

2689. L'ensemble de l'opération étant conçu, il sera facile de saisir quelques détails que nous avons écartés à dessein.

L'affinage des métaux précieux ne peut se pratiquer qu'au sein des grandes villes ou dans leur voisinage. Il accompagne, en général, les ateliers de monnayage ou bien les villes du haut commerce de banque. En France, c'est à Paris qu'il présente la plus grande activité. Bien que la quantité d'acide sulfureux dégagé, ainsi que celle d'acide vaporisé pendant la dissolution, soient peu considérables, cette circonstance rend leur condensation nécessaire.

La méthode la plus pratique à mettre en usage, pour opérer la condensation, est précisément la même qui a été décrite à l'occasion du traitement des minerais de cuivre en Angleterre. Elle consiste à faire passer les gaz et vapeurs dans un canal renfermant de l'eau, qui marche en sens inverse du courant de gaz. Le canal est muni, en deux ou trois endroits, de bassins supérieurs percés de trous qui l'alimentent d'eau, et qui la lui fournissent en pluie fine. Cet appareil, qui fonctionne si bien à Swansea, produirait des effets certains dans l'industrie qui nous occupe.

Tel est à peu près le système qui est mis en pratique dans l'usine dont le plan est tracé fig. 1, pl. LVI. Les gaz et vapeurs sont appelés par une cheminée générale *dd*, et doivent traverser, avant d'y parvenir un long canal *bb'*, qui renferme l'eau destinée à la condensation. Cet appareil suffit; mais dans le cas où il s'agirait de former un atelier plus considérable, celui qui est indiqué plus haut assurerait mieux la condensation parfaite des acides, à cause du mouvement de l'eau, de sa division en pluie, et de sa marche rationnelle, qui présente aux gaz, de l'eau de plus en plus pure, à mesure qu'ils se dépouillent des produits acides.

M. D'Arcet a proposé et mis en pratique un système de condensation auquel se rapportent les fig. 2, 3, 4, 5 et 6 de la pl. LVI. Il consiste à diriger immédiatement les vapeurs dans un tuyau de plomb incliné, où l'acide sulfurique commence à se condenser; il se rend dans un réservoir, à mesure qu'il se rassemble. Les gaz passent ensuite, dans deux chambres de plomb successives, contenant de l'eau, où la condensation de l'acide sulfurique s'achève, et où celle de l'acide sulfureux commence. Ils se rendent enfin, dans un tambour tournant sur des axes creux, qui servent à l'entrée et à la sortie du gaz. Dans ce tambour, on met de la chaux éteinte, qui absorbe le gaz sulfureux. Le résidu gazeux, appelé par la cheminée *p*, s'y écoule et s'y délaie dans un grand volume d'air. Mais dans un atelier qui traiterait 1000 kilogr. de matières par jour, la condensation du gaz sulfureux n'exigerait pas moins de 300 kilogr. de chaux vive, ce qui constitue une dépense fort importante. Ce moyen a donc pu convenir à des usines montées sur une petite échelle; mais pour celles qui se formeraient sur des bases plus étendues, l'eau nous paraît l'agent de condensation qui leur convient le mieux. Il suffit de l'appliquer, sous la forme la plus favorable et la plus économique.

2690. Nous avons supposé plus haut que les alliages qu'il s'agissait de traiter étaient tous donnés; mais il n'en est point ainsi, et il faut faire connaître maintenant, les méthodes les plus propres à produire un alliage exploitable, au moyen d'un alliage quelconque.

En considérant la question sous son point de vue le plus général, on peut avoir à s'occuper des alliages suivants :

1° Alliage très-pauvre de cuivre et d'argent.
2° Alliage très-pauvre de cuivre et d'or.
3° Alliage très-pauvre de cuivre, d'argent et d'or.
4° Alliages moyens ou riches de cuivre et d'arg. ou de cuiv. et d'or.
5° Alliages moyens ou riches de cuivre, d'argent et d'or.

Les alliages compris sous le n° 4, étant des alliages binaires et assez riches, peuvent être immédiatement utilisés par les orfèvres ou les directeurs de monnaie, qui les feraient entrer dans leurs fontes. Il n'y a donc rien à faire à leur égard.

Les alliages très-pauvres de cuivre et d'argent, peuvent être mis à profit de deux manières. On peut les traiter par la liquation, ainsi

qu'on l'a déjà indiqué; et mieux encore, on peut s'en servir pour opérer la précipitation de l'argent, dans les dissolutions acides de sulfate d'argent. Le cuivre étant dissous et transformé en sulfate, on trouverait réunis l'argent provenant du sulfate d'argent, et celui que renfermait le cuivre lui-même. Cette opération ne réussirait pleinement, qu'à l'aide de quelques précautions. Il faudrait que le précipité d'argent fût soumis à l'action des sulfates d'argent provenant de l'opération suivante, afin de rendre la séparation du cuivre bien exacte, si l'on tenait à se procurer de l'argent très-pur. Mais ce soin est, en général, peu nécessaire, puisque l'argent est toujours destiné à former des alliages cuivreux, et qu'il suffit que son titre soit bien connu.

Les alliages très-pauvres de cuivre et d'or, peuvent être utilisés pour former les alliages d'or destinés aux monnaies et aux bijoux. Si ce moyen d'écoulement ne suffisait pas, on pourrait concentrer l'or par des moyens analogues à ceux qui vont être indiqués pour les alliages suivants, et l'alliage enrichi deviendrait, ainsi, propre à la fabrication des alliages d'or commerciaux.

Ce sont donc des alliages ternaires qui nous offriront des difficultés de traitement, ou qui présenteront l'emploi de méthodes spéciales, ainsi qu'on pouvait s'y attendre.

2691. Occupons-nous d'abord des alliages riches. On a vu plus haut que lorsqu'ils contiennent 40 ou 50 millièmes de cuivre, ils peuvent être traités immédiatement, par l'acide sulfurique. A un titre plus bas, c'est-à-dire, quand ils contiennent 200 ou 300 millièmes de cuivre, on les soumet à une opération particulière, qui est désignée sous le nom de *poussée*.

La poussée s'exécute dans les ateliers d'affinage même, sur la plupart des alliages qui y sont exploités, et qui sont presque toujours d'anciennes monnaies ou d'anciens bijoux, etc., offrant à peu près les proportions de cuivre que l'on vient d'indiquer. On est obligé de se débarrasser de cet excès de cuivre, qui entraverait la dissolution dans l'acide sulfurique.

Pour cela, on fond l'alliage dans un creuset, où on le chauffe au rouge, en contact avec une matière oxidante, comme le nitrate de potasse, qui est généralement employé pour cet objet. Les fourneaux de poussée, pl. LVI, fig. 1, *s*, sont absolument semblables à ceux que l'on emploie pour la fusion de l'acier; ce sont des fourneaux à vent proprement dits; leur cheminée sert à ventiler les appareils de platine. Ils sont chauffés au moyen du coke.

On chauffe les lingots jusqu'au rouge, on les brise, et on charge les creusets avec ces fragments, auxquels on ajoute un dixième de leur poids de nitre. On pousse le feu, jusqu'à la fusion. On vide le creuset dans une lingotière, et on recommence sur-le-champ, une nouvelle opération. Il se forme, pendant la fusion, une scorie très-liquide, contenant beaucoup de potasse, et par cela même déliquescente à

l'air. Outre la potasse et les silicates formés aux dépens du creuset, ces scories, qui ont été examinées par M. Berthier, contiennent du protoxide de cuivre, de l'oxide d'argent et de l'argent métallique.

Un de nos plus habiles affineurs, M. Lebel, se sert de ces scories pour saturer une partie de l'excès d'acide, que contiennent les sulfates formés par la dissolution de l'alliage dans les vases de platine. Par ce moyen, l'acide sulfurique en excès, transforme le protoxide de cuivre en cuivre métallique et en sulfate de deutoxide; le cuivre très-divisé, ainsi formé, précipite de suite une partie du sulfate d'argent. L'oxide d'argent des scories passe à l'état de sulfate, qui est aussi décomposé par le cuivre. L'argent métallique qu'elles contiennent se réunit à celui qui provient de la précipitation.

Dans quelques usines, on traite ces scories par l'amalgamation, mais cette opération, qui est sans effet sur l'oxide d'argent, laisse souvent près de la moitié de l'argent que les scories contiennent, dans les boues, et rend leur fusion nécessaire.

M. Berthier propose de remplacer le nitrate de potasse par un poids double de sulfate de cuivre cristallisé. La scorie, qui en proviendrait, serait formée de protoxide de cuivre uni à de l'oxide d'argent, qui la rendrait fusible. Cette scorie, versée dans les sulfates acides, se comporterait comme la précédente. Le cuivre jouerait ainsi un double rôle dans l'opération : il agirait comme réductif dans la précipitation, et comme oxidant dans la poussée. On économiserait véritablement le nitre, puisqu'il serait remplacé par un produit qui se retrouverait toujours, sauf les déchets inévitables.

2692. Supposons maintenant, qu'il s'agisse d'un alliage ternaire trop pauvre, pour que la poussée au nitre soit praticable, et trop riche pour qu'on puisse le soumettre à la liquation, il faudrait l'enrichir par l'une des méthodes suivantes.

On réussirait probablement, en chauffant l'alliage grenaillé ou concassé, sur la sole d'un four à réverbère, au contact de l'air, avec du sulfate de cuivre. Il faudrait chauffer assez longtemps, pour que le cuivre du sulfate et une partie de celui de l'alliage fussent convertis en deutoxide, que l'on dissoudrait ensuite par de l'acide sulfurique faible et chaud. Le résidu consisterait en un alliage plus riche, et l'on continuerait l'opération, jusqu'à ce que la matière fût propre à la poussée ordinaire.

Cette méthode n'est qu'une variante du procédé qui a été mis en usage par M. Lebel, qu'on a employé ensuite pendant quelque temps à Freyberg, et que nous allons faire connaître. Le travail s'exécutait sur l'argent impur, provenant de l'amalgamation.

2693. On grille l'alliage dans un four à réverbère dont la sole est en briques bien jointes, qui reposent sur un lit d'argile placé luimême sur une couche de scorie : le four est surmonté de deux cham-

bres de condensation, pour recueillir les particules métalliques entraînées par le courant d'air.

La charge se compose de 225 kilogr. de résidu ordinaire de l'amalgamation, et de 25 kilogr. du résidu plus cuivreux, que l'on recueille dans les patouillets où se rendent les boues.

Il vaut mieux placer dans le fourneau l'argent cuivreux en amas considérables, que d'en faire des tas peu élevés au dessus de la sole; l'expérience a prouvé que l'alliage absorbe plus d'oxigène dans le premier cas que dans le second.

Le feu est d'abord poussé très-vivement, pour porter ce métal au rouge; puis on ménage la chaleur, pour le maintenir à cette température sans le fondre; on le retourne sur la sole à deux reprises; la première, trois heures après la mise au feu; la deuxième, une heure à une heure et demie après la première; on ramène avec une pelle en fer, vers la grille, les parties qui en étaient éloignées, et réciproquement. Le grillage ne dure que cinq heures et demie, mais l'alliage reste vingt-quatre heures dans le fourneau.

La porte de la chauffe est seule à la disposition de l'ouvrier; celle du fourneau est fermée avec un cadenas, dont un des essayeurs à la clef. Cette porte est en tôle et percée de plusieurs petits trous, par lesquels on peut voir ce qui se passe dans le fourneau.

L'alliage grillé est enlevé avec un rable; on rassemble les dernières portions avec une brosse rude, et on détache les parties les plus tenaces, en jetant un peu d'eau sur la sole.

Cet alliage est noir; le résidu ordinaire de l'amalgamation augmente de 2 à 9 pour 100 de son poids dans l'opération, le résidu du patouillet de 10 à 15, et le mélange de 7 pour 100.

2694. On porte l'alliage grillé dans une chaudière en plomb, pour le faire digérer avec de l'acide sulfurique. Quand le métal grillé à été placé dans la chaudière, on y introduit d'abord de l'eau, qui provient des lavages des opérations précédentes, dans la proportion de 15 parties pour 8 d'alliage; et ensuite de l'acide sulfurique du commerce dans la proportion de 5 parties pour 8 d'alliage. On y ajoute de l'eau mère du sulfate de cuivre, qui est fort acide, et qu'on désigne sous le nom *d'acide sulfurique vieux*. Si l'on traitait l'alliage provenant de l'amalgamation des patouillets, seul, il faudrait employer son propre poids d'acide sulfurique. On ne verse pas l'acide directement sur l'argent, mais dans un vase de plomb placé au fond de la chaudière, et d'où il se répand ensuite dans l'eau.

Ou chauffe à environ 60° pendant 12 à 15 heures; puis, par un robinet placé à la partie inférieure de la chaudière, on fait couler la liqueur lorsque sa densité n'augmente plus, et lorsqu'on s'est assuré qu'elle ne tient plus d'argent en dissolution.

On pourra être surpris de voir de l'argent se dissoudre, dans de l'acide sulfurique aussi étendu que celui qu'on emploie, et lorsque la température n'est pas élevée au dessus de 60°; mais ce n'est pas aux

dépens de l'acide sulfurique que l'argent s'est oxidé ; c'est pendant le grillage. M. Berthier a prouvé que l'argent s'oxide, et retient l'oxigène avec plus de force qu'on ne le croyait généralement, sous l'influence de certains oxides ; et l'oxide de cuivre possède cette propriété au plus haut degré. Dans les premiers moments de l'action de l'acide sulfurique sur l'alliage grillé. l'argent oxidé se dissout; mais il est bientôt précipité par le cuivre métallique qui reste dans l'alliage.

Quand on fait écouler la dissolution cuivreuse, on la remplace par de l'eau, que l'on fait bouillir pendant quelques heures; puis on remplace celle-ci par de l'eau froide, pour achever le lavage. On laisse toutes les liqueurs en repos pendant quelque temps, pour qu'elles déposent les particules d'argent, qui sont tenues en suspension, et on les évapore ensuite, pour en retirer le sulfate de cuivre.

2695. On grille une seconde fois, l'alliage traité par l'acide sulfurique, en le chauffant en rouge pendant six heures à six heures et demie ; ensuite, on le soumet encore à l'action de l'acide sulfurique, en employant 2 parties d'acide du commerce et 8 parties d'eau pour 8 d'alliage, et on laisse digérer pendant seize à dix-neuf heures.

2696. Enfin, on grille une troisième fois pendant sept heures ; et l'on traite la matière grillée, par l'acide sulfurique, dans la proportion d'une partie d'acide et 5 parties d'eau, pour 8 d'alliage.

Après ce traitement, l'argent est reporté au fourneau de grillage, mais seulement pour y être desséché; on le fond ensuite dans des creusets de graphite.

La fusion s'opère dans des fourneaux à vent ordinaires; on opère sur 125 à 200 kilogr. à la fois, répartis dans deux creusets. L'argent éprouve un déchet de 5 pour 100, qui est dû à une scorie cuivreuse produite par l'action des substances terreuses, sur un peu d'oxide de cuivre. Cette scorie contient beaucoup de grenailles d'argent, que l'on en sépare en la pilant et en la tamisant ; mais la matière tamisée contient encore 15 pour 100 d'argent à l'état de combinaison, et 15 pour 100 de cuivre : cette proportion d'argent est très-grande ; mais les expériences de M. Berthier prouvent que le sulfate de cuivre, un des oxidants les plus énergiques de l'argent, devait produire ce résultat.

On refond cette scorie dans le travail des crasses argentifères. Lorsque l'argent est en pleine fusion, on le puise avec une cuiller en fer chauffée au rouge, et on le coule dans des lingotières hémisphériques en fer battu.

Les lingots d'argent sont fondus de nouveau, de la même manière que la première fois; il ne se forme plus de scories, mais on voit encore, à la surface de l'argent fondu, quelques taches noires d'oxide de cuivre. Au lieu de chercher à enlever cet oxide, on le réduit, pour faire entrer son cuivre en combinaison avec l'argent ; à cet effet, on verse, en le faisant couler doucement et en filet mince, une demi-livre de suif dans chaque creuset.

Enfin, on fond une troisième fois l'argent, mais seulement pour

l'avoir en lingots plus homogènes. Il est alors au titre de 0,960; et s'il ne contient pas d'or, il est propre aux travaux du monnayeur.

En supposant que ce procédé fût mis en pratique sur un alliage ternaire, il est clair qu'on pourrait, non-seulement, l'amener au point convenable pour recevoir l'application du procédé de la poussée; mais qu'il serait même possible de l'enrichir assez, pour le dissoudre immédiatement dans l'acide sulfurique concentré.

2697. Outre les méthodes que l'on vient de décrire, il existe divers procédés qui ont été plus ou moins employés. Celui qui l'a été le plus généralement porte le nom de *départ*. C'est une opération fort limitée dans son application, et tout à fait semblable à celle qui sert à constater le titre exact des matières d'or. C'est un essai d'or fait sur une grande échelle; mais le haut prix de l'acide nitrique, fait abandonner ce procédé dans tous les pays industrieux, pour lui substituer le traitement par l'acide sulfurique.

L'opération du départ exige que l'alliage renferme une quantité d'argent égale à trois fois le poids de l'or au moins. L'alliage est donc fondu avec un dixième de son poids de nitre, pour en opérer la poussée et le débarrasser du cuivre qu'il peut contenir en excès. On sépare les scories, on ajoute l'argent nécessaire, puis on coule l'alliage dans l'eau, pour le réduire en grenailles. La poussée donne ici des produits semblables à ceux qui ont été indiqués plus haut.

On introduit une partie de grenaille dans un vase de verre ou de platine, avec deux ou trois parties d'acide nitrique à 30 ou 35°. Il faut que l'acide soit pur; on chauffe, et bientôt l'acide se décompose, produit des nitrates de cuivre et d'argent, fournit du deutoxide d'azote qui se dégage et laisse un résidu d'or encore impur. On décante et on ajoute sur le résidu une petite quantité d'acide sulfurique; on fait bouillir et les dernières portions d'argent et de cuivre sont dissoutes; l'or reste pur.

On précipite l'argent des dissolutions qui le contiennent, par le cuivre, et on tire parti, comme on peut, du nitrate de cuivre. En Angleterre, on s'en sert pour la préparation des cendres bleues. En France, on le décomposait, pour en retirer l'acide nitrique. Cette décomposition s'opérait, par une simple distillation; mais il aurait mieux valu l'effectuer au moyen de l'acide sulfurique.

Dans les usines américaines, on emploie des procédés qui sont peu connus, et que nous ne pouvons ni discuter ni décrire; mais ce qu'on en sait, prouve qu'ils seraient dignes d'un examen attentif.

Les opérations de l'affinage ont pris depuis quelques années une extension extraordinaire. A Paris seulement et dès les premières années de leur exécution, elles ont eu lieu sur des masses, dont la valeur s'élevait à près de 200 millions par année. Il fallait, en effet, exploiter tout l'arriéré; car, tant que l'opération du départ, par l'acide nitrique, a seule été mise en pratique, son haut prix ne permettait pas de l'appliquer à des alliages que l'on peut traiter maintenant avec

profit. Presque toutes les anciennes monnaies d'or ou d'argent étaient dans ce cas. Celles que l'on fabrique aujourd'hui, peuvent être considérées comme étant amenées à un état de pureté absolu, propre à les garantir d'une refonte, que le progrès des arts a rendu lucrative, pour quelques-unes de nos anciennes monnaies d'or, en particulier.

CHAPITRE XIV.

Production et Mouvement des métaux précieux.

2698. Il eût été possible d'évaluer séparément tout ce qui concerne la production de l'or et de l'argent; mais ces deux métaux, confondus dans une destination commune, auraient conduit à des considérations du même genre; et l'on évitera des redites inutiles, en les réunissant. Bien que les faits et les déductions qui concernent la production des métaux précieux, soient plutôt du ressort de l'économie sociale que de celui de l'industrie proprement dite, le lecteur nous saura gré d'avoir résumé ici le résultat des recherches étendues, auxquelles M. de Humboldt s'est livré à ce sujet. Depuis l'époque à laquelle son admirable ouvrage a paru, quelques-uns des chiffres ont éte modifiés, sans doute; mais comme le sens des résultats est demeuré le même. il est clair que, dans une matière où les faits ne sont appréciés que d'une manière plus ou moins approximative, les changements auraient peu d'importance pour le fond de la question.

2699. Voici le tableau général des quantités d'or ou d'argent qu'on peut supposer avoir été versées dans le commerce, chaque année, en prenant la moyenne des produits de 1790 à 1802. Les éléments de ce tableau ont été réunis par M. Coquebert de Montbret.

Ancien continent.	Or.	Argent.
Sibérie.	1,700 kilogr.	17,500 kilogr.
Afrique.	1,500	»
Hongrie.	650	20,600
Salzbourg.	75	»
Etats autrichiens.	»	5,000
Hartz et Hesse.	»	5,000
Saxe.	»	10,000
Norvége.	75	10,000
Suède, France, Espagne.	»	5,000
	4.000	72,500
Nouveau continent.		
Amérique septentrionale.	1,500	600,000
Choco, Popayan, Santafé, Pérou et Chili.	5.000	275,000
Possessions portugaises.	7,800	»
	14,100	875,000

Total général. . . .	18.100	947,500
Valeur en Francs. . .	54.300,000	189,500,000
Valeur en Francs, de l'or et de l'argent réunis.		243,800,000

2700. Voici comment M. de Humboldt, qui avait fourni, du reste, une partie des éléments du tableau qui précède, évaluait le produit annuel des mines d'argent du globe, en 1811.

Mines d'argent.	Marcs. de France.	Kilogr.	Valenr. en francs.
Europe.	215.200	52.700	11.704,444
Asie boréale. . . .	88.700	21,709	4.824,222
Amérique.	3,250,547	795,581	176.795,778
Total annuel. . .	3,554,447 m.	869,960 k.	193,324,444fr.

Quant aux mines d'or, il estimait à la même époque, leur production, comme l'exprime le tableau suivant:

Mines d'or.	Marcs de France.	Kilogr.	Valenr En francs.
Europe. . . .	5,300	1,297	4,467,444
Asie boréale. .	2,200	538	1,853,111
Amérique. . .	70,647	17,291	59,557,889
	78,147	19,126	65,878,444

D'où l'on voit, que l'or et l'argent réunis, forment une valeur de

Europe. .	16.171,888 fr.
Asie boréale.	6,677,333
Amérique. .	236.353,667
Total. .	259,202.888 fr.

Ces nombres diffèrent peu de ceux que M. Coquebert de Montbret avait réunis de son côté.

2701. Le principal changement survenu dans ces appréciations, résulte de l'exploitation active des mines d'or de la Sibérie, dont le produit augmente chaque année. Le produit annuel de ces mines s'élevait à peu près, en 1826, à 700 kilogr., d'après la moyenne de quelques années. Mais cet accroissement ne peut avoir d'influence sur le chiffre général.

Une autre circonstance est venue dans ces dernières années troubler la production générale ; mais elle n'a présenté qu'une influence momentanée. Ce sont les guerres qui ont été nécessaires, pour établir l'indépendance des États de l'Amérique du sud. Depuis 1821, jusqu'en 1825, ces guerres ont tellement réduit le chiffre de la production, que l'on a cru pouvoir attribuer à cette circonstance, le trouble universel qui s'est fait sentir récemment dans les relations commerciales de tous les peuples civilisés.

Ce sont là, du reste, choses momentanées ou de peu d'influence dans un ensemble de considérations ou de chiffres, qui reposent en général sur les moyennes établies d'après une longue suite d'années.

En les rappelant, nous ne craignons pas que les rapports qu'ils exprimaient soient altérés maintenant.

Avant de les énoncer, il faut observer que les données nous manquent entièrement, en ce qui concerne la production de l'intérieur de l'Afrique, de l'Asie centrale, du Tunquin, de la Chine et du Japon; pays dont quelques-uns paraissent fort riches en exploitations d'or.

2702. Relativement aux pays connus, M. de Humboldt observe d'abord, que le rapport de l'or à l'argent est à peu près le même dans l'ancien ou le nouveau continent. En Amérique, il est de 1 à 46; en Europe, y compris la Russie asiatique, de 1 à 40.

L'illustre voyageur cherche ensuite à évaluer la masse des métaux précieux, que le nouveau continent a versés sur le globe; et il arrive aux résultats suivants :

Valeur de l'or et de l'argent retirés des mines d'Amérique, depuis 1492 jusqu'en 1803.

Enregistrés	Colonies espagnoles.	21,184,569,000 fr.
	Id. portugaises.	5,593.856,000
Non enregistrés	Colonies espagnoles.	4,284,000,000
	Id. portugaises.	897,750,000
		29,960,175,000 fr.

Cette évaluation suffisamment exacte, en ce qui concerne les métaux enregistrés, ne repose plus que sur des approximations à l'égard des métaux non enregistrés, versés dans le commerce par la contrebande. On parviendra difficilement à une connaissance plus exacte de cette dernière somme, dont M. de Humboldt a discuté les éléments partiels avec le plus grand soin, et en tenant compte de tous les détails de localité, qui ont tant d'influence en pareil cas.

Il faut évaluer maintenant, l'or, et l'argent déjà extraits, que les conquérants ont rencontré dans le Nouveau-Monde, et qui sont devenus leur butin. M. de Humboldt, d'après des recherches fort étendues, se trouve conduit à réduire cette somme à un chiffre qu'on trouvera bien modique, si l'on s'en rapporte à l'impression générale qui reste dans tous les esprits, quand on a lu quelques ouvrages concernant la conquête de l'Amérique. Il ne l'évalue qu'à 151,000,000 de francs, environ.

2703. Voici maintenant, comment M. de Humboldt évalue la distribution de ces valeurs à la surface du globe.

Butin des conquérants de l'Amérique. . .	151,250,000 fr.
Produit des mines américaines, de 1492 à 1803.	29.960,175,000
Total. . .	30,091,425,000
Il est resté en Amérique.	803,250.000
Passé directement en Asie.	698,250,000
Versé en Europe.	28,589,925,000
Total. . .	30,091,425,000

Si l'on cherche maintenant ce que sont devenus ces 28 milliards importés en Europe, on est forcé d'admettre qu'ils ont éprouvé une réduction bien considérable. Forbonnais a cherché, dans le temps, à démontrer que la moitié de cette somme avait été absorbée par le commerce de l'Inde et du Levant ; et que le quart avait disparu par les fontes, l'extrême division en bijoux, etc. ; et que le dernier quart formait seul la masse, circulant alors en Europe, en numéraire. Il l'évaluait à 7,500,000,000 de francs.

Selon M. de Humbold, cette masse formerait une somme de 8,605,000,000, ce qui diffère peu, quoique les bases du calcul soient bien différentes. Pour donner une idée générale de ce mouvement, nous allons établir ici, la balance approximative d'une année moyenne, d'après les renseignement réunis et discutés par M. de Humboldt.

		Sommes versées en Europe.	Id. sorties de l'Europe.
Fournies	Par l'Amérique.	228,575.000 f.	»
	Par l'Europe et la Sibérie.	21,000.000	»
	Total des sommes versées. .	249.575,000 f.	
Absorbées	Par l'Asie, commerce du Levant. . . .		21,000,000
	Id. Route du cap de Bonne-Espérance. .		91.875,000
	Id. Voie de Kiachta et de Tobolsk. . . .		21,000,000
Disparues par les fontes, et la conversion en vaisselle ou bijoux.			31,500,000
Total des sommes sorties de la circulation.			165,575,000
Accroissement annuel du numéraire.			84,000,000

2704. Les effets de cette accumulation ne sont guère sensibles, car le capital de l'Europe ne s'accroît que de 1 pour 100 par an ; et comme la population augmente, et que la masse des marchandises en circulation, s'accroît avec elle ; on peut croire que le prix du blé exprimé en numéraire, est fixé pour longtemps. Il est vrai, qu'il a triplé presque subitement entre 1570 et 1595, époque mémorable dans les fastes du commerce ; mais, l'effet produit par l'exploitation des mines du Nouveau-Monde, semble avoir pris son assiette, dès l'année 1636.

Mais, c'est assez nous arrêter sur ces idées générales. Nous allons maintenant nous occuper de la France, en particulier, dont le numéraire est évalué au tiers ou au quart de celui de l'Europe entière.

2705. Nous avons réuni dans les tableaux suivants, les résultats, publiés par l'administration des douanes, concernant le mouvement annuel des métaux précieux. Mille causes s'opposent à l'exactitude des renseignements, en semblable matière. Aussi, ne faudrait-il pas compter d'une manière absolue, sur les faits de cette nature.

Si l'on s'en rapportait à l'ensemble de ces résultats, il paraîtrait que l'importation des métaux précieux en France, s'est élevée, dans ces dernières années, à un chiffre bien supérieur à celui de l'exportation.

Nous avons montré, que les méthodes d'affinage en usage aujourd'hui en France, y ont fait naître une industrie qui s'exerce sur des capitaux très-considérables. Le mouvement de métaux précieux, qui en est résulté, vient encore troubler toutes les conséquences économiques, qui pourraient être tirées des chiffres réunis dans ces tableaux.

Par ces motifs, il faut les considérer comme uniquement propres à donner quelques renseignements de détail, sans que l'on puisse en tirer aucune idée sérieuse d'ensemble.

ARGENT.

	IMPORTATION.		EXPORTATION.	
	En lingots.	Monnayé.	En lingots.	Monnayé.
1819	2,646 k.	258,352 k.	»	374,675 k.
1822	343,369 220	378,748 520	1,069 700	88,894
1823	170,242 240	466,719	2,104 000	60,309
1824	237,743 528	484,042 690	497 400	90,446 024
1829	181,615 897	441.007 950	21.588 039	101,112 996
1830	220.422 335	639,583 140	9,764 809	97,332 231
1831	212,794 149	766,118 825	21,475 950	53,965 390
	1,370,833 369	3,434,572 125	56,499 889	866,734 641

En sept années { Importation. (Lingots 1,370,833 369 / monn. 3.434,572 125) 4,805,405 k. 494
Exportation. (Lingots 56,499 889 / monn. 866,734 641) 923,234 530

L'importation excède l'exportation de 3,882;170 k. 964

OR.

	IMPORTATION.		EXPORTATION.	
	En lingots.	Monnayé.	En lingots.	Monnayé.
1819	2,234 k.	9,479 k.	»	4,646 k.
1822	3,644 190	10,367 450	3.813 600	8,721 670
1823	1,801 824	22,485 640	16,480 328	14.000 600
1824	4.757 935	28,270 283	16,141 605	4,976 475
1829	3.244 165	4.261 315	12.377 230	1,583 850
1830	4,764 572	11,283 445	7,619 006	5,106 950
1831	2,880 448	5,133 660	2.914 580	1,598 755
	23,267 134	91,280 793	5[illegible],346 349	40,657 300

En sept années { Importation. (Lingots 23,267 k. 134 / monn. 91,280 793) 114,347 k. 927
Exportation. (Lingots 39.546 349 / monn. 40,037 300) 99.983 649

L'importation excède l'exportation de 14,564 k. 278

BILLON.

	Importation.	Exportation.
1820	4.221 k.	»
1821	5,386	»
1822	10,889	62
1823	14,762	620
1824	32,781	657
1829	88,926	»
1830	107,283	»
1821	84,308	»
	348,556	1339

En huit années. { Importation 348,536 k. / Exportation 1,339

On donne le nom de *billon*, aux monnaies ou matières d'or et d'argent qui, étant à un titre inférieur au titre légal, ne conviennent qu'à la refonte.

2706. Pour rendre ces divers tableaux plus comparables, on a réuni dans la table suivante, ce qui concerne l'or ou l'argent en monnaies ou en lingots, en transformant toutes les quantités d'or ou d'argent réunis, en valeurs. Ce n'est point une valeur réelle que l'on a voulu exprimer; mais la même valeur conventionnelle étant adoptée pour toutes les matières importées ou exportées, le résultat général serait exact, si les renseignements avaient la précision nécessaire. Nous devons répéter encore que l'administration elle même, les regarde comme fort incertains, par des motifs que chacun appréciera facilement; mais parmi lesquels doit figurer au premier rang, le soin que prend le commerce maritime de masquer le numéraire qui fait partie de ses cargaisons, pour éviter de le faire figurer sur un manifeste, que les chances de la mer exposent à tomber entre les mains des forbants.

Valeur des matières d'or et d'argent en lingots ou monnaies.

	Importations.	Exportations.
	fr.	fr.
1819	87,621,489	88,171,034
1820	109.872,796	89,742,053
1821	126,311,000	176,694,083
1822	185,961,273	56,468,974
1823	200,531.428	106,498,106
1824	244,282.108	83.191,840
1825	251.424,068	134,648,066
1826	173,477,053	174,642,151
1827	68,869,018	31,471.931
1828	208,101,075	28,571,564
1829	147.041,209	66,423,453
1830	211,965,446	59,597,474
1831	219,824,919	28,628,273
	2,243,282,582	1,124,749,002

En treize années. { L'importation des matières d'or et d'argent en lingots et argent monnayé, est évaluée à 2,243,282.582 / L'exportation à 1.124,749,002

Ce qui donne un excédant en importation de 1,118,533,580 f.

Ce résultat définitif jette évidemment beaucoup de doute sur les renseignements qui l'établissent; car on ne saurait raisonnablement admettre, que la masse des métaux précieux se soit accrue en France, en treize années, de la valeur de plus d'un milliard. S'il en était ainsi, la dépréciation des métaux précieux marcherait d'une manière bien plus rapide. Tout cela exigerait, comme on voit, une étude attentive, et certes, le sujet est bien digne de l'attention des économistes.

2707. Pour compléter les renseignements qui précèdent, nous donnerons les tableaux d'importation, et d'exportation relatifs aux ouvrages d'orfévrerie, et aux débris ou *regrets* d'orfévre; on remarquera, toutefois, que les ouvrages sont des produits de l'industrie, tandis que les regrets sont une matière première, une sorte de minerai destiné à l'exploitation.

OUVRAGES D'OR ET D'ARGENT.

Importations.

	Orfévrerie; vermeil et bijoux d'or et d'argent.	Regrets d'orfévre.	Total par année.
	francs.	francs.	francs.
1819	36.510	»	36.510
1820	63.125	99.990	163.115
1821	33.528	166.056	199.584
1822	47.830	149.127	196.957
1823	31.384	100.485	131.869
1824	53.781	168.033	221.814
1825	188.906	2.326.710	2.515.616
1826	76.195	233.043	309.238
1827	43.221	815	44.036
1828	92.513	2.697.105	2.789.618
1829	129.121	1.227.540	1.356.661
1830	134.495	4.474.440	4.608.935
1831	82.113	2.137.830	2.219.943
Totaux.	1.012.722	13.781.174	14.793.896

Exportations.

	Orfévrerie, vermeil et bijoux d'or et d'argent.	Regrets d'orfévre.	Total par année.
	francs.	francs.	francs.
1819	6.895.608	»	6.895.608
1820	5.051.400	570	5.051.970
1821	6.179.090	990	6.180.080
1822	5.849.601	7	5.849.608
1823	5.670.021	»	5.670.021
1824	5.865.502	»	5.865.026
1825	4.485.356	»	4.485.356
1826	5.524.751	»	5.524.751
1827	2.882.220	»	2.882.220
1828	3.569.424	»	3.569.424
1829	3.510.945	»	3.510.945
1830	2.500.771	»	2.500.771
1831	1.597.511	»	1.597.511
Totaux.	52.979.702	1.567	52.981.269

Sous un certain rapport, il convient de distinguer, dans ces deux derniers tableaux, les produits ouvragés de nos fabriques, de la matière première, qui vient en partie les alimenter. Ainsi, il faut établir le compte ou balance, de la manière suivante :

Produits ouvragés. —	Exportation	52,979,702
	Importation	1.012.722
		51,966,980

Ce qui représente un excédant annuel d'environ 4,000,000 en faveur de l'exportation.

Regrets d'orfévre. —	Importation	13,781,174
	Exportation	1,567
		13,789,607

Ce qui représente une importation annuelle d'environ 1,000,000, pour cette matière première, qui vient se réunir à celle qui résulte des travaux de nos orfévres et bijoutiers, pour être traitée comme un véritable minerai d'or ou d'argent.

2708. Enfin, grâce à la perfection toujours croissante, des précieux tableaux que publie l'administration des douanes, on peut établir maintenant, d'une manière assez exacte, les destinations diverses des produits exportés. Nous donnons ici ce tableau, pour l'année 1831. On n'a pas compris les colonies françaises dans ce tableau, bien que l'exportation y soit considérable, parce que le monopole y est assuré à nos fabriques.

DESTINATION.	ORFÉVRERIE		BIJOUX	OR.		PLAQUÉS.
	d'or.	d'arg.	d'or.	battu, tiré, laminé.	filé sur soie.	
	fr.	fr.	fr.	fr.	fr.	fr.
Belgique. . . .	357	16.217	39.464	389.250	106.400	165.120
Angleterre. . .	2.108	24.882	45.974	9.000	19.000	108.590
Espagne. . . .	1.530	21.492	50.090	105.000	. . . .	227.610
Sardaigne. . . .	11.819	8.952	35.631	139.500	223.458	281.160
Suisse.	9.085	172.490	30.560	238.470	49.250	115.830
Allemagne. . .	14.499	142.910	89.049	523.500	13.350	184.050
Turquie. . . .	»	219.060	11.532	24.000	1.500	150.240
Egypte.	46.168	3.555	500	. . . . .	2.000	8.690
Etats-Unis. . . .	13.208	58.601	67.796	18.000	1.750	200.220
Mexique. . . .	4.073	22.901	67.240	. . . . .	. . . .	115.100
Diverses localités.	30.582	36.620	258.603	89.400	122.375	1.499.870
Totaux. . .	133.429	727.480	696.239	1.536.120	599.065	2.054.480

On remarquera, dans ce tableau, le chiffre élevé de l'exportation du plaqué, qui, parmi toutes ces matières, est celle où la valeur, due au travail, est la plus forte relativement à celle de la matière brute.

CHAPITRE XV.

Fabrication du laiton.

Observation *sur le cuivre jaune;* par M. Chaudet; *Ann. des mines,* T. 3, p. 82, série I.

Mémoire *sur les alliages de cuivre et de zinc;* par M. Cooper; *Ann. des mines,* T. 3, p. 65, série I.

Mémoire *sur l'emploi de la blende dans la fabrication du laiton;* par M. Bouchet; *Ann. des mines,* T. 3, page 227, série I.

Essais *sur l'emploi de la blende dans la fabrication du laiton;* par M. Berthier; *Ann, des mines,* T. 3, page 345, série I.

Rapport *au conseil des mines sur l'état des fabriques de laiton;* *Ann. des mines,* T. 3, p. 377, série I.

Analyse *des principaux produits de la fabrication du laiton, au moyen de la calamine et de la blende;* par M. Berthier; *Ann. des mines,* T. 3, p. 461, série I.

Procédés *employés à Stolberg pour la fabrication du laiton; Journal des arts,* T. 2, p. 12.

Comparaison *du laiton de France et du laiton anglais; Journal des arts,* T. 3, p. 300.

Procédé *pour perfectionner le laiton; Journal des arts,* T. 2, page 392.

2709. On a déjà fait connaître les propriétés et la composition du laiton; mais l'importance de cet alliage remarquable, exigeait un chapitre spécial pour sa fabrication, qui se rattache du reste, aux procédés métallurgiques, sous tous les rapports.

Le laiton proprement dit, est un alliage de cuivre et de zinc; mais il entre quelquefois un peu de plomb dans sa composition.

Allié au zinc, le cuivre prend une couleur d'or; il conserve de la ductilité, à froid; peut se réduire en fils très-fins, en lames ou même en feuilles; il résiste mieux à l'action de l'air humide, et prend plus difficilement le vert de gris; enfin, il est plus fusible qu'à l'état de pureté.

Outre ces avantages, qui sont déjà fort grands, le laiton en offre un autre, c'est d'être moins cher que le cuivre. Toutes ces circonstances expliquent suffisamment l'importance de sa fabrication.

Les usages du laiton sont bien connus. Il se moule facilement, et sert ainsi à produire une foule d'ustensiles, de garnitures, d'instruments de physique ou de chimie, de pièces de machines, etc. Laminé et réduit en feuilles, il entre dans le commerce, en lames plus ou moins épaisses qui servent aux travaux du chaudronnier, ou en feuilles minces qui portent le nom de clinquant. Le laiton en fil est employé directement dans une foule de circonstances; il sert d'ailleurs à produire les épingles.

2710. Les matières propres à fournir le zinc, que l'on emploie pour la fabrication du laiton sont, 1° le zinc métallique lui-même ; 2° la *calamine* ; 3° le *kiess* ou *cadmie* des hauts-fourneaux; 4° la blende grillée. Le cuivre employé dans cette fabrication, est ordinairement à l'état de *cuivre rosette*. On introduit, en outre, dans la composition, et en quantités variables, de la *mitraille* rouge et jaune, ou débris d'ustensiles de toutes sortes, en cuivre rouge et en cuivre jaune.

La calamine doit avoir été préalablement grillée, puis réduite en poussière très-fine. On l'amène à cet état en l'écrasant sous deux grandes meules, dans un moulin semblable aux moulins à huile; ensuite, on la blute.

Le choix de la calamine exige quelques précautions. Cette substance contient souvent du silicate de zinc, qui ne se réduit pas à la température des fours à laiton. On pourrait sans doute rémédier à cet inconvénient, par l'addition d'une dose convenable de chaux ou de carbonate de chaux au mélange. M. Berthier a donné les analyses suivantes de la calamine de la Vieille Montagne, employée à l'usine de Jemmapes.

	Calamine mal grillée.	Calamine excellente.	Calamine ordinaire.
Oxide de zinc.	66,0	69,0	64.7
Oxide de fer.	2,9	7,4	8,3
Eau et acide carbonique. .	28.5	0,2	7,2
Silice et sable.	2.6	22.0	19.5
	100,0	98,6	99,7

Si toute la silice était à l'état de silicate, la presque totalité de l'oxide de zinc serait garantie de la réduction, dans la seconde et la troisième variété. Il n'en est pas tout à fait ainsi; mais la perte est pourtant fort grande, comme on le verra plus loin.

On grille la calamine en tas pyramidaux ou dans des fours, comme lorsqu'il s'agit de l'extraction du zinc.

On recueille le kiess (1790) dans beaucoup de hauts-fourneaux : c'est une matière analogue à la calamine grillée, mais beaucoup plus riche : elle renferme un peu de plomb, et elle est, à cause de cela, très-propre à améliorer la qualité du laiton. On prépare le kiess, comme la calamine, c'est-à-dire, qu'on le blute après l'avoir passé sous les meules.

Le cuivre rosette de Drontheim, passe pour un des meilleurs qu'on puisse employer, pour fabriquer le laiton. Il contient un peu de plomb, et ne renferme d'ailleurs ni fer, ni soufre, ni étain. Sa grande porosité favorise, en outre, la formation du laiton.

La mitraille rouge peut remplacer le cuivre rosette; on a reconnu qu'elle avait la propriété de rendre le laiton sec.

La mitraille jaune (2179) est du vieux laiton souillé par du plomb,

de l'étain, de l'argent, du fer, etc. ; elle a aussi la propriété de fournir du laiton *sec*.

2711. Comme, à l'aide de la calamine, on ne peut pas introduire dans le laiton plus de 27 à 28 centièmes de zinc, on est obligé d'ajouter une certaine quantité de zinc métallique, qu'on plonge dans la matière fondue, quelques instants avant de la couler.

On est même dans l'usage de faire deux opérations, pour préparer le laiton : dans la première, on obtient un alliage qui ne renferme que 0,20 de zinc, et qu'on nomme *Arcot ;* dans la seconde, on combine à l'*arcot* une nouvelle proportion de zinc pour la transformer en laiton. Les manipulations qu'exigent chacune de ces opérations sont absolument les mêmes, et l'on fait, à volonté, dans les mêmes fours, soit de l'arcot, soit du laiton.

Cette division de la fabrication du laiton est non-seulement inutile, mais elle occasionne de grands frais de combustible et de main d'œuvre, qui peuvent être évités. Il suffit, comme on l'a dit, d'ajouter en zinc métallique, à la fin de la fonte, tout ce qui manque à la composition et que la calamine n'a pas pu fournir.

Le kiess ou la blende grillée présentent les mêmes phénomènes que la calamine. Ces matières ne peuvent guère fournir de laiton marchand, sans addition de zinc.

Depuis quelques années, l'activité qu'ont pris les usines à zinc a rendu plus facile et plus profitable la fabrication directe du laiton. Il est probable que les procédés basés sur l'emploi des oxides, quelle qu'en soit l'origine, disparaîtront partout, pour faire place au procédé direct. Celui-ci, employé d'abord en Angleterre, a été adopté par nos usines. Aussi, l'importation de la calamine qui les alimentait est-elle à peu près nulle aujourd'hui.

2712. La fabrication du laiton s'opère dans des creusets disposés dans un fourneau dont la forme a éprouvé peu de changements, depuis que cet art a pris quelque importance.

Les fours (pl. 59) ont la forme d'un dôme ou d'un four de boulanger, surhaussé et ouvert à la partie supérieure *p* ; leur hauteur égale leur diamètre ; elle est d'environ 15 décimètres. Le sol est formé par une plaque de fonte *k*, percée de onze trous et recouverte d'une couche d'argile réfractaire *m*, fortement tassée, et épaisse de quelques centimètres. A chaque trou, on adapte une buse *l*, en fonte, de 6 à 7 centimètres de diamètre, qui saille à peine au dessus du sol ; c'est par ces buses, que l'air nécessaire à la combustion, s'introduit dans le fourneau, et que les *escarbilles* tombent dans le cendrier, qui se trouve sous la plaque de fonte. L'ouverture ménagée à la porte supérieure, est circulaire et a trois à quatre décimètres de diamètre ; elle est garnie d'une couronne en fonte. On la ferme à volonté, au moyen d'un plateau en terre cuite, épais de deux à trois centimètres ; c'est par cette ouverture qu'on introduit les pots dans les fours, qu'on les en retire, etc.

Plusieurs fours sont accolés, et ordinairement disposés sur une seule ligne, sous une même hotte de cheminée.

Chaque four renferme huit pots dont la capacité est telle, qu'ils peuvent contenir ensemble la quantité de matière nécessaire pour produire 50 à 60 kilogr. de laiton.

On met un grand soin dans le choix des argiles destinées à fabriquer les pots ou creusets. En général, il faut se servir de celles dont l'usage a consacré la bonne qualité, pour la fabrication des creusets de verrerie. Il faut, d'ailleurs, les fabriquer d'après les mêmes principes et avec les mêmes précautions. Ces pots durent quelquefois jusqu'à six semaines; terme moyen, ils servent pendant quinze jours.

2713. Lorsque le laiton est formé et bien fondu, on le coule, soit en planches, soit en bandes de différentes grandeurs, entre deux plaques de granite, mobiles l'une sur l'autre. Pour sept fours on a ordinairement trois jeux de pierres.

Chaque moule est composé de deux pierres plates rectangulaires, posées l'une sur l'autre et conservant entre elles un intervalle déterminé par des barres de fer qui forment un cadre dans lequel se coule le laiton. Sur un des côtés du moule, ce cadre est interrompu pour permettre l'arrivée du métal. En avant de cette rigole, on dispose une gueule en argile qui rend la coulée plus facile.

La pierre inférieure est posée sur des madriers; la pierre supérieure est fixée par des traverses et des écrous. Au moyen d'un treuil, on soulève à volonté la pierre supérieure, et tout le moule lui-même au besoin.

La qualité des moules est d'un grand intérêt. C'est une espèce de granite, tiré des carrières de Basanches, vis-à-vis le mont Saint-Michel, que l'on emploie ordinairement. Ces pierres ont besoin de résister à l'impression de la chaleur du métal incandescent, sans se fendre et sans se calciner. On en revêt la surface d'un enduit argileux, qui doit être aussi mince que possible et bien uni. Avant de couler le laiton dans ces moules, l'enduit argileux, séché d'abord à l'air, est cuit à un feu de charbon. La première coulée donne néanmoins une table de laiton gâtée par des soufflures, mais ce défaut disparaît dans les suivantes. On peut couler vingt plaques, sans refaire l'enduit argileux.

On ne brûle dans les fours que de la houille, quoiqu'on ait pensé pendant longtemps, que l'emploi de ce combustible rendait le laiton aigre et cassant. Pour le travail du laiton, il faut de la houille collante et forte; il est nécessaire aussi d'en employer une certaine quantité en gros morceaux; cependant, comme celle-ci est plus chère que la houille menue, on peut la remplacer, en grande partie, par des mottes, faites avec du poussier pétri avec de l'eau, dans laquelle on délaie un peu d'argile.

2714. Le four étant garni de pots vides et chauffé au rouge, un ouvrier sort un de ces pots et un autre ouvrier le remplit jusqu'au

bord d'un mélange, préparé d'avance, de calamine et de charbon ; puis il enfonce à coups de marteau des morceaux de rosette ou d'arcot dans cette matière, et il les recouvre de quelques poignées de mélange calaminaire. Le premier ouvrier remet le pot dans le four, et en sort un autre, que l'on charge de la même manière, et ainsi successivement jusqu'à ce qu'ils soient tous pleins. La quantité de matière que les huit pots renferment se nomme une *presse ;* on désigne aussi par ce mot l'opération même d'une fonte.

Quand les pots sont chargés, on jette à la main dans le four des morceaux de houille, de telle manière que les buses en soient entourées et recouvertes sans être encombrées ; ensuite on y verse un demi-hectolitre de houille menue, et enfin on y introduit trois ou quatre mottes, qu'on place chacune en travers de deux pots, voisins l'un de l'autre. On ferme le four avec son couvercle, en ne laissant qu'une ouverture étroite, et on ménage la chaleur pendant six à sept heures.

Au bout de ce temps, les pots et les matières qu'ils contiennent sont d'un rouge-blanc ; alors on ranime le feu, en chargeant le four d'un demi-hectolitre de houille, et on chauffe fortement, pendant quelques instants. Bientôt, la fumée du zinc paraît, ce qui est un indice que la fusion et la réduction commencent ; on rallentit alors un peu le feu, afin que le cuivre ne fonde pas trop rapidement, et que, traversant goutte à goutte, le pot dans toute sa hauteur, il se trouve le plus longtemps possible, exposé à l'action du zinc fondu ou en vapeur. Au bout de dix heures environ, l'opération est terminée.

Un ouvrier sort alors du four, le plus grand des pots qui s'y trouvent, et il le place sur le bord d'un fossé destiné à recevoir toutes les matières qui recouvrent l'alliage métallique. On sort un second pot, que l'on débarrasse de toutes les *escarbilles*, on verse tout ce qu'il contient dans le grand pot, et l'on continue ainsi pour tous les autres pots. Un des maîtres fondeurs prend le *tilloul*, espèce de cuiller en fer, fixée à un long manche en bois, et avec cet instrument, il découvre le métal ; il gratte l'intérieur du pot, pour détacher tout ce qui peut y adhérer, et il enlève l'écume solide qui se forme à la surface du bain ; celui-ci étant bien net, on le coule.

On coule l'arcot soit entre deux pierres, soit dans un fossé destiné à cet usage. Quant au laiton, on le coule toujours entre les pierres, soit en planches, soit en bandes ; on enlève les bavures des pièces, on les ébarbe, et on les porte aux cisailles, pour en séparer les portions qui ont quelques défauts, et pour les diviser en morceaux de dimensions convenables.

Une fonte ou presse dure douze heures.

2715. Une presse d'arcot se compose de 50 kil. de rosette, quelquefois mélangée de mitraille rouge ; 30 kil. de calamine ou d'un mélange de 20 de calamine et de 10 de kiess, et de 16 kilog. de charbon de bois pulvérisé. On obtient, terme moyen, 57 kil. d'arcot en morceaux, et demi-kil. de grenailles, qu'on retire des cendres par le la-

vage. D'où il suit, que cet alliage est composé de 0,80 de cuivre et 0,20 de zinc, avec un peu de plomb et d'étain, et que la calamine produit dans l'opération, environ le quart de son poids de zinc.

L'arcot étant obtenu, on procède à sa conversion en laiton.

On emploie deux compositions différentes, pour faire le laiton. La première est mise en usage, lorsque l'on veut que cet alliage *soit sec*, propre à être tourné, et ayant la propriété de se laisser fendre, scier et perforer, sans se déchirer ; on le coule alors en grandes planches dites *plates*, ou en longues bandes épaisses de sept lignes, dites *bandes à fil*. La seconde s'emploie, lorsqu'on destine le laiton à faire du fil très-fin et des épingles; il doit être alors très-ductile et très-tenace, mais, en même temps, il est ce que l'on appelle *gras*, c'est-à-dire qu'il se déchire et empâte l'outil, lorsqu'on veut le couper. On le coupe en larges bandes, dites *planches ordinaires* ou *bandes à épingles*.

Il entre dans une presse de *plate* ou bande à fil :

12 kilog. cuivre jaune;

9 de mitrailles jaunes;

20,5 d'arcot;

30 du mélange de calamine et de kiess;

16 charbon de bois.

De plus, lorsque la matière est bien fondue et réunie dans un seul pot, on y ajoute 5 kilogr. de zinc métallique en morceaux. Le laiton qu'on obtient pèse, eu y comprenant le produit des lavages, 51 kil. Cet alliage contient à peu près 0,654 de cuivre et 0,346 de zinc, plomb et étain, et la calamine rend autant de métal que dans la préparation de l'arcot.

On met dans une *presse* de bandes à épingles:

15 kilogr. cuivre rosette ;

5 de mitrailles jaunes ;

20 d'arcot;

30 du mélange de calamine et de kiess;

16 de charbon.

De plus, on ajoute au bain métallique:

4 kilogr. de zinc en morceaux.

On suppose que le produit est aussi de 51 kilog.; mais, comme les rognures et grenailles sont refondues dans les presses de *plates*, on ignore quelle est celle des deux compositions, qui donne le plus grand produit.

2716. Les écumes de l'arcot ou du laiton, contiennent des clous, des fragments de fil de fer, etc., qui proviennent des mitrailles; dans le résidu des lavages, on trouve beaucoup de petits grains métalliques ferrugineux, qui doivent indubitablement leur origine à l'oxide de fer que renferment la calamine et le kiess. Le fer ne se combine donc point avec le laiton, et en effet, on n'en découvre aucune trace dans celui-ci, par l'analyse. Cependant, M. Berthier, à qui on doit

ces remarques, observe que, si le fer est très-divisé, qu'on ne laisse pas le bain assez longtemps en repos, et qu'on ne l'écume pas avec soin, le laiton peut retenir un peu de fer à l'état de simple mélange. La présence de ce métal nuit beaucoup à sa qualité; aussi les mécaniciens se plaignent-ils, d'y rencontrer quelquefois des nœuds très-durs, qui gâtent leurs outils.

La fabrication du laiton ne produit aucune scorie, mais le métal en fusion est recouvert par un sable, composé de toutes les matières étrangères à l'oxide de zinc que renferment la calamine et le kiess. Ces matières ne sont pas fusibles à la chaleur du blanc naissant, qui est la température des fours à laiton. On rencontre, en outre dans les creusets des débris de houille carbonisée, qu'on nomme *escarbilles*, des résidus de charbon de bois, etc.

On lave toutes ces matières, par un procédé fort simple, pour en extraire les grenailles métalliques qu'elles renferment. On commence par les agiter dans un tonneau avec de l'eau; les substances pierreuses et métalliques se précipitent promptement; en versant le liquide avec précaution, il entraîne toutes les matières charbonneuses. On passe le sable qui a subi cette opération, à travers un crible métallique dans une cuve pleine d'eau; il reste sur le tamis des morceaux de pierre et de grosses grenailles de laiton; on sépare celles-ci, en les triant à la main; ensuite, on lave le sable même, par le procédé du *lavage à la cuve*.

Ce lavage se fait dans un tamis circulaire, muni de deux anses et à treillis métallique; on place des lits de grosse grenaille, sur ce treillis, puis par dessus une couche de sable; l'ouvrier, tenant le tamis par les deux anses, le plonge horizontalement dans l'eau et le secoue doucement. Il le retire ensuite, en le tenant toujours horizontalement, et il enlève avec un disque de fer la couche supérieure de sable, qui ne contient plus de particules métalliques. Il met un lit de nouveau sable, qu'il lave de même, et il continue ainsi, jusqu'à ce que le tamis soit assez chargé. Enfin, il achève de perfectionner sa lavée, en plongeant à diverses reprises le tamis dans l'eau, et en enlevant les parties terreuses qui viennent à sa surface.

On trouve souvent, parmi les grenailles de laiton, des clous et des morceaux de fil de fer; elles sont mélangées aussi d'une grande quantité des grains ferreux, dont on a déjà fait mention. Elles éprouvent un grand déchet à la fonte. Une presse produit un demi à trois quarts de kil. de grenailles.

Les sables de rebut renferment une proportion considérable d'oxide de zinc siliceux, qui n'est pas réductible, à la chaleur employée:

Voici l'analyse des grenailles, par M. Berthier:

Laiton.	67
Fer.	23
Sable et silicate de zinc. .	10
	100

Le fer n'est pas combiné, mais pour la majeure partie, au moins, en grains distincts, et à l'état de simple mélange.

L'analyse du sable de lavage, également due à M. Berthier, jette un grand jour sur les défauts inhérents à l'emploi des calamines siliceuses. Elle prouve la nécessité de détruire le silicate de zinc ou de prévenir sa formation, par l'emploi d'une base puissante. Ces sables contiennent en effet,

Silicate de zinc 66	Silice.	18,5
	Oxide de zinc. . .	47,7
	Fer.	7,8
	Laiton.	2,0
	Plomb.	0,5
	Sable.	23,7
		100,0

Comme ces sables, traités par les acides, laissent de la silice gélatineuse, on ne peut mettre en doute l'état de combinaison de la silice.

2717. Le dosage des matières, pour la fabrication du laiton, varie selon la nature du procédé et celle des matières elles-mêmes. Voici les mélanges qui ont été indiqués par M. Berthier :

Dans l'ancien procédé, qui consiste d'abord à faire de l'arcot, en se servant d'ailleurs de calamine grillée, on consomme en définitive, pour obtenir 100 kilogr. de laiton,

Cuivre rosette. . . .	57	66 kilog.
Mitrailles jaunes. . .	13,7	0
Calamine.	91	103
Charbon de bois. . . .	50	56
Zinc.	7	8
Houille.	330	330
Creusets.	1	1

Quand on remplace la calamine par le kiess ou la blende grillée, en produisant de l'arcot, comme dans l'opération précédente, on consomme,

Cuivre rosette.	57	65
Mitrailles jaunes	13,7	0
Kiess ou blende grillée	75	85
Zinc	7	8
Charbon de bois.	40	45
Houille.	340	340
Creusets.	1	1

Les consommations en combustible et creusets diminuent beaucoup, ainsi que la main d'œuvre, si, au lieu de passer par l'opération de l'arcot, on produit le laiton du premier coup. On peut évaluer, dans ce cas, les consommations de la manière suivante :

Cuivre rosette. . .	57	65		57	65
Mitrailles jaunes . .	15,7	15,7		13,7	0
			Kiess ou blende		
Calamine.	60	70	grillée	50	57
Zinc..	16	18		12	15
Charbon de bois. . .	31	36		51	36
Houille.	200	200		200	200
Creusets	2/5	2/5		2/5	2/5

L'économie augmente sous tous les rapports, quand on substitue le zinc métallique à l'oxide de ce métal. Dans ce cas, on fait, dans chaque four, une quantité de laiton double au moins, en vingt-quatre heures, de celle que l'on obtenait par l'ancien procédé, en supposant qu'on fît de l'arcot avant d'obtenir le laiton lui-même. M. Berthier évalue, dans ce procédé direct, les consommations de la manière suivante :

Cuivre rosette.	57	65
Mitrailles jaunes. . . .	13,7	0
Zinc.	52	37
Charbon de bois	12	12
Houille	100	100
Pots	1	1

Dans tous les cas où les matières employées ne sont pas assez chargées de plomb, il faut en ajouter 1,5 ou 2 kil. pour 100 kilogr. de laiton, quand le laiton n'est pas destiné à la tréfilerie.

2718. Pour compléter les renseignements qui précèdent, nous dirons quelques mots des procédés suivis dans les autres pays.

A Holywell en Angleterre, on pulvérise et on lave la calamine, pour en séparer le plomb, qui s'y trouve mélangé en grande quantité, puis on la calcine, sur une aire en briques, large et peu profonde, placée au-dessous d'un four chauffé au rouge, et on a soin de la remuer souvent. Dans quelques endroits, on la calcine en cônes formés de couches alternatives de minerai et de charbon, qui reposent sur un lit de gros bois. La calamine calcinée est broyée sous une meule, et en même temps mêlée avec un tiers ou un quart de son poids de charbon de bois.

Les creusets sont remplis de la calamine mélangée de charbon et de cuivre rouge ; quelquefois aussi, on y mêle du laiton hors d'usage ; la plupart du temps, on granule tout le cuivre et le laiton, en les faisant tomber à travers un crible, dans une citerne remplie d'eau, comme le plomb. On remplit les creusets de charbon en poudre, on les couvre, et on lute le couvercle avec un mélange d'argile et de fiente de cheval.

A Holywell, on chauffe à peu près pendant vingt-quatre heures ; dans d'autres endroits, l'opération ne dure que douze heures, cela dépend de la nature du minerai, de la grandeur des fours, etc. Vers

la fin, une partie du zinc réduit, et qui ne s'est pas trouvé en contact avec le cuivre, passe à travers les fentes du lut, et brûle autour des pots, avec la flamme bleue et la fumée blanche et épaisse qui caractérisent ce métal.

Le plus ordinairement, on distribue dans les creusets 40 livres de cuivre, 60 du mélange de calamine et de charbon, et on obtient 60 livres de laiton. D'après cela, le laiton contiendrait 0,33 de zinc, et la calamine en produirait autant, ce qui est très-considérable.

Le procédé qu'on vient de décrire est celui qu'on suit, avec quelques modifications locales, dans la plupart des fabriques en Angleterre.

En Saxe, c'est avec la cadmie, qu'on ramasse dans les fours à réverbère, qui servent à griller des mines de plomb mêlées de zinc, et non avec la calamine, qu'on fait le laiton; selon Swedenborg, on emploie trente parties de cuivre, quarante ou quarante-cinq parties de cadmie, et deux fois son volume de charbon de bois.

En Suède les proportions des mélanges sont de trente parties de cuivre rouge, vingt à trente de vieux laiton, quarante de calamine avec une quantité de charbon convenable.

Le produit du laiton varie, mais il n'est pas souvent aussi considérable que celui qu'on obtient en Angleterre; on attribue cette différence, dans les résultats, en partie à la bonté de la calamine, et en partie à ce que le cuivre, étant réduit en grains très-petits, offre à la vapeur du zinc une plus grande surface, qui favorise la combinaison.

Presque tous les états de l'Europe possèdent des manufactures de laiton plus ou moins importantes. Il en existe en Suède, en Saxe, dans le Tirol, etc. Les fabriques de Namur et de Stolberg ont servi longtemps à la majeure partie de la consommation de la France. Aujourd'hui, nous possédons un assez grand nombre d'usines qui produisent du laiton de bonne qualité. La fabrication du laiton s'effectue, en Angleterre, dans des usines analogues à celles du continent; elles y sont nombreuses et considérables.

2719. La consommation du laiton a suivi, en France, ce mouvement progressif général, qui se remarque dans la consommation de toutes les matières métalliques. On estime qu'elle s'élevait, en 1787, époque à laquelle la France le tirait entièrement de la Belgique ou de la Prusse, à environ 150,000 kil. seulement. En 1817, on évaluait la consommation totale à 1,750,000 kilogr., dont 750,000 de fabrication française. Bien que la consommation ait encore augmenté, l'importation s'est réduite successivement, et on peut aujourd'hui la regarder comme à peu près nulle, ainsi que l'indique le tableau suivant :

	En masses, plaques, ou barres.	Laminé.	Filé, pour épingles.	Filé, pour cordes d'instruments ou broderies.
1818	82,716	70,773	329,869	1717
1819	55,228	53,122	255,811	1560
1820	57,247	43,042	173,601	1983
1821	31,803	19,693	01,170	1983
1822	32,795	20,593	000	1722
1823	51,865	19,042	000	1442
1824	31,508	26,149	000	1553
1825	19,601	17,113	000	1951
1826	24,953	10,969	000	1878
1827	22,551	7,429	000	1613
1828	249,147	2,519	000	2273
1829	9,578	3,717	000	1954
1830	18,320	5,535	000	3277
1831	17,071	1,666	000	905

—

CHAPITRE XVI.

Fabrication et usages du bronze.

Description *de l'art de fabriquer les canons*; par Monge. Paris, an 2.

Notice *sur les fourneaux de Hanovre, pour fondre les canons*; Voyage en Autriche; par M. Marcel de Serres, T. 1, p. 458.

Résultats *des expériences faites sur les alliages de cuivre, d'étain, de zinc et de fer, pour la fabrication des canons et autres objets*; par M. Dussaussoy; *Ann. de chim. et de phys.*, T. 5, p. 113 et 225.

Mémoire *sur l'art de dorer le bronze*; par M. d'Arcet; Paris, 1818.

Note *sur la fabrication des médailles coulées*; par M. Chaudet; *Ann. de chim. et de phys.*, T. 6, p. 46.

Mémoire *sur la fabrication des médailles de bronze*; par M. de Puymaurin; Paris, 1823.

Notice *sur la fonderie de canons de Toulouse*; par M. Senarmont; *Ann. des mines*, série III, T. 3, p. 231.

Sur *les causes de dépérissement des bouches à feu*; par M. Gay-Lussac; *Ann. de chim. et de phys.*, T. 7, p. 389.

2720. Nous avons déjà dit ailleurs ce que l'on doit entendre par *bronze*, et nous avons fait voir que l'alliage connu sous ce nom, présente une composition très-variable. On se représente généralement le bronze, comme un composé de cuivre et d'étain, mais cette définition ne convient guère qu'à l'alliage employé pour la fabrication des bouches à feu. Le bronze des cloches, des statues, des médailles, et en général, celui qui est employé dans la fabrication des objets d'art, renferme ordinairement à la fois, du cuivre, de l'étain, du zinc et du plomb. Enfin, les bronzes destinés à la dorure sont souvent

des laitons purs, ou, du moins, des alliages quaternaires, comme les précédents.

On conçoit, d'après ces bases, que le dosage des métaux, leur choix, ainsi que la méthode employée pour la fabrication de l'alliage, sont autant de données qu'il faut faire varier, avec la nature du produit que l'on veut obtenir.

Les usages du bronze viennent d'être énoncés, en ce qui concerne l'état actuel des arts. Mais, il fut une époque où cet alliage jouait dans l'industrie, un rôle dans lequel le fer et l'acier l'ont remplacé avec beaucoup d'avantage. Chez les anciens, qui savaient fort bien fabriquer et travailler cet alliage, il servait à faire les instruments tranchants, les outils, les armes et une foule d'objets qui, faits en fer ou en acier, sont à la fois moins chers et plus convenables à leur destination. Les anciens fabriquaient le bronze comme nous; seulement, une industrie moins avancée, ne leur permettait pas de l'obtenir aussi constant dans ses proportions. Le travail du mouleur moins perfectionné, portait dans leurs pièces des défauts que l'on sait éviter aujourd'hui. Ces faits sont incontestables, et si l'on pense généralement le contraire, c'est que, frappé de la multitude d'objets d'art en bronze que nous ont laissé les anciens, on est disposé à l'attribuer à une facilité de travail qui n'est pas réelle. L'examen attentif des monuments antiques de ce genre, dévoile bientôt une foule de défauts laborieusement réparés, qui ne seraient pas tolérés dans les pièces coulées actuellement.

Les anciens prodiguaient le bronze en monuments statuaires. Les modernes emploient tout celui dont ils peuvent disposer à la fabrication des canons. Le goût des statues colossales de l'antiquité, ainsi que celui des cloches énormes du moyen-âge, ne sont plus en harmonie avec les besoins de notre époque. L'invention de la poudre et celle des canons, ont fait des monuments de bronze, si durables par eux-mêmes, les plus périssables de ceux auxquels un artiste puisse consacrer ses soins. Les statues et les cloches seront toujours exposées à la refonte, tant que le canon conservera sa puissance.

C'est donc la fabrication des bouches à feu, qui forme aujourd'hui l'application la plus étendue du bronze; c'est par elle que nous commencerons l'étude des procédés de fabrication de cet alliage.

Ceux-ci une fois connus, il devient aisé de se faire une idée juste des méthodes employées pour la fonte des statues, celle des cloches, ou pour celle des plaques destinées au doublage des navires; car les procédés de fondage sont les mêmes.

Enfin, la fonte des petits objets moulés, celle des monnaies, et en général, la fonte au creuset, sera étudiée en dernier lieu d'une manière plus rapide, à cause de sa moindre importance.

Quelques détails sur les procédés du dorage de bronze, termineront ce chapitre.

FONTE DES CANONS.

2721. L'alliage destiné à la fabrication des bouches à feu se fabrique et se fond, en même temps, dans des fours à réverbère ronds. On coule l'alliage fondu dans des moules convenablement préparés, et l'on soumet ensuite les pièces obtenues, au forage, et aux opérations accessoires qui doivent les terminer.

Le bronze des canons est un composé de cuivre et d'étain aussi purs que possible l'un et l'autre. On pense généralement aujourd'hui, que les proportions les plus favorables sont de 8 d'étain pour 100 de cuivre, quand il s'agit des canons de huit et au dessous. Pour les pièces de douze et au dessus, le rapport des deux métaux devrait être, au contraire, de 11 d'étain pour 100 de cuivre, comme nous l'avons déjà dit.

Dans ces dernières années ; on a tenté diverses modifications qui ont eu peu de succès : elles consistaient dans l'addition du zinc ou du fer au bronze ordinaire. On s'en est tenu, après des essais en grand, à l'alliage simple, préparé autrefois.

Nous ne reviendrons pas ici sur les propriétés du bronze des canons; elles ont été étudiées avec soin. (2180).

En France, il existe trois fonderies ; celles de Toulouse, de Strasbourg et de Douai. Ces établissements fort considérables, renferment, non-seulement, la fonderie proprement dite et les ateliers qui servent à la confection des moules, mais en outre, ils possèdent les ateliers de forerie et de ciselerie, qui sont nécessaires pour terminer les bouches à feu. C'est en raison de cette réunion indispensable, que les établissements de ce genre se placent toujours dans le voisinage d'un cours d'eau capable de mettre en mouvement les bancs de forerie, et les appareils de même genre qui en font partie.

Notre but n'est pas de donner ici un traité de la fabrication des canons; nous renvoyons à l'ouvrage spécial de Monge pour tout ce qui concerne la partie purement mécanique ; nous nous bornerons à étudier les phénomènes chimiques de la fonte, du moulage, ainsi que ceux qui surviennent plus tard à l'emploi des pièces.

2722. Les fonderies de canons s'approvisionnent de diverses espèces de métaux, que l'on distingue en métaux neufs, vieux bronze, et bronze de fabrication. Les métaux neufs sont le cuivre et l'étain du commerce; le vieux bronze se compose essentiellement de bouches à feu hors de service ; le bronze de fabrication s'entend de tous les débris qui proviennent des ateliers de forage et de ciselure d'une fonderie.

La pratique a conduit à quelques règles de fabrication que nous énoncerons en peu de mots. On sait qu'un fondage de 30,000 kilog. ne fournit en bouches à feu, qu'un poids égal à 13,500 kilog.

Le compte s'établit, comme il suit :

Bouches à feu terminées. . .	45 kilog.
Bronze passé dans les scories.	6
id. en débris de fabrication.	49
Bronze employé.	100

Ceci posé, pour composer un chargement, il faut partir du dosage adopté pour le bronze qu'il s'agit de fabriquer, et d'après la composition des matériaux que l'on peut employer, prendre de chacun d'eux ce qui convient, pour obtenir le rapport convenable entre le cuivre et l'étain.

Autrefois, dans les canons fabriqués en France, on faisait entrer 11 d'étain pour 100 de cuivre. Aujourd'hui, on ne met le plus souvent, que 10 d'étain pour 100 de cuivre, et l'on se conforme pour le chargement aux règles suivantes :

1° Une fonte doit contenir un dixième de son poids en cuivre neuf.

2° L'étain neuf doit y entrer pour quinze centièmes du poids de ce cuivre neuf, afin de rétablir les proportions du vieux bronze qu'on ajoute, et aussi, pour faire face à la perte en étain que l'on éprouve à la fonte. En définitive, il faut

Pour 1000 kilogr. de bouches à feu terminées.

222	cuivre neuf,
33	étain neuf,
804	vieilles pièces,
1162	bronze, en débris de fabrication.
2222	bronze total, mis en fonte.

Pour compléter ces renseignements généraux, nous allons placer ici un tableau détaillé renfermant tous les éléments du fondage des canons, obusiers et mortiers de divers calibres. Ce tableau a été dressé à la fonderie de Toulouse.

CALIBRES.	SIÉGE.		PLACE.		CAMPAG.		OBUSIERS.		MORTIERS.	
	24	16	12	8	12	8	24	6	10	8
	kil.	kil.	kil.	kil.	kil.	kil.	kil.	kil.	kil.	kil.
Charge du fourn. .	6114	4455	3580	2420	2500	1700	1820	2520	2525	1054
Pièce brute. . .	3760	2640	2020	1430	1253	854	1582	2257	2320	854
Masselotte. . . .	1600	125[illegible]	1070	615	1070	615	»	»	»	»
Echeneaux. . .	150	145	140	135	140	135	155	140	140	140
Décbet probable. .	604	455	350	240	147	96	103	145	65	60
Décb. prob. p. 100.	9.8	9.79	9.79	9.9	5.6	5.6	5.6	5.6	2.6	5.7

2723. Le cuivre employé doit être pur et par conséquent bien affiné. Une fonderie est munie généralement d'un fourneau d'affinage, qui lui permet de traiter les cuivres impurs du commerce, pour son propre compte. Les cuivres raffinés d'Angleterre, sont ceux que l'on préfère dans nos fonderies.

L'étain de Banca, celui de Cornouailles, sont ceux que l'on emploie de préférence, en raison de leur pureté. Il est clair que le cuivre et même le fer, sont sans effet nuisible ; aussi l'étain cuivreux ou ferreux peut-il être employé sans inconvénient. Mais il n'en est pas de même du plomb, qui devient nuisible à forte dose ; on n'en tolère qu'un centième dans l'étain. Quant à l'arsenic, il occasionnerait certainement, des fouilles dans le cas d'un tir précipité. On doit le proscrire avec le plus grand soin.

Dans les fonderies de canons, on est quelquefois obligé de faire usage de vieux étain de potier, qui contient beaucoup de plomb. On le soumet à un raffinage attentif. La méthode, en usage consiste en une véritable liquation, fondée sur la fusibilité que possèdent les alliages de plomb et d'étain, et qui est supérieure, comme on sait, à celle de l'étain lui-même, dans certaines proportions. On soumet donc l'alliage à une chaleur très-modérée, au four à réverbère. Il se liquate bientôt, laissant couler un alliage d'étain et de plomb très-fusible, tandis que l'étain purifié reste en carcasse. La liquation terminée, on pousse le feu et on fond l'étain lui-même. Le repos de masse, et les autres opérations en usage dans les fonderies d'étain pourraient être appliquées avec profit, pour compléter le raffinage de l'étain obtenu, qui est loin d'être dépouillé de plomb, d'une manière absolue. Les résultats de cette liquation, qui est fort délicate, doivent varier singulièrement, du reste, même dans des circonstances tout à fait semblables, en apparence.

2724. La confection des moules est un objet de la plus haute importance ; car, c'est d'elle que dépend ordinairement le bon succès des opérations. On prépare les moules par trois procédés, qui sont le *moulage en terre*, le *moulage en sable*, et le *moulage en coquille*.

Les deux premiers sont surtout employés ; le troisième présente des inconvénients qui sont trop graves, pour qu'on s'en serve souvent, quoiqu'il offre d'ailleurs des avantages, à beaucoup d'égards.

Le moule se fait en deux pièces dans le moulage en coquille. Chacune d'elles se façonne sur un demi-modèle en bois, coupé par un plan, qui passe par l'axe de la pièce. Comme on peut faire entrer beaucoup de plâtre dans cette espèce de moule, sa confection est plus rapide. Les deux moitiés du moule étant fabriquées, on les réunit et on les serre par des cercles boulonnés. La ligne de séparation ne joint jamais assez bien, pour empêcher la filtration du métal fondu. Cet inconvénient serait peu de chose, si cette issue ouverte au métal, ne servait à l'expulsion de l'alliage le plus fusible, qui se solidifie le dernier, au moment du refroidissement du bronze. On sait, en effet, qu'en passant à l'état solide, le bronze se sépare en deux alliages, l'un moins fusible, qui se prend en masse le premier, l'autre plus fusible, qui demeure longtemps liquide, et qui remonte vers le haut du moule, ou s'échappe par toutes les issues,

par l'effet de la compression que la colonne de métal exerce sur lui. Cet alliage liquide tend donc à s'écouler par la fonte, et la direction qu'il a prise se reconnaît non-seulement à la surface de la pièce, mais même profondément à l'intérieur. Une ligne correspondant à la séparation des deux moitiés du moule, se laisse apercevoir de chaque côté de la pièce, et comme elle est formée d'un alliage très-différent de celui qui forme la masse du canon, cette ligne deviendrait l'occasion d'une rupture difficile à éviter.

2725. Le moulage en terre est celui qui est le plus généralement employé. Les matières qu'on y emploie, sont de l'argile, du sable, de la bourre de vache, du crottin de cheval et de la brique pilée. Dans le choix de ces matières, on évite soigneusement la présence du calcaire, qui donnerait lieu, par sa calcination, à un dégagement de gaz fâcheux, au moment de la coulée. On évite aussi la présence de l'oxide de fer, qui aurait l'inconvénient de produire des composés fusibles avec l'argile, ce qui pourrait entraîner de graves altérations dans le moule, sous l'influence du métal incandescent.

L'argile se prépare, en la faisant sécher, puis en la mouillant un peu et la laissant pourrir, pendant quelque temps. Le crottin est épluché, puis pourri de même que l'argile. La bourre est battue, puis divisée, pour en isoler les poils et pour la débarrasser de tous les corps étrangers.

Les terres préparées, renferment des mélanges de ces corps, qui varient d'une usine à l'autre, par diverses causes. En général, on compose les mélanges suivants :

La *terre fine*, qui contient quatre mesures d'argile pourrie, pour une mesure de crottin. On laisse le mélange en repos pendant huit jours, et on tamise.

La *potée* formée de quatre mesures du mélange précédent non tamisé, auquel on ajoute trois mesures de sable fin et un sixième de bourre.

La *terre ordinaire*, qui se compose de deux mesures d'argile pourrie, d'une mesure de sable, demi-mesure de crottin et demi-mesure de bourre.

A la fonderie de Toulouse, on emploie les mélanges suivants :

La *terre* contient des proportions variables, de terre glaise, de crottin, et de bourre.

La *potée* se compose, en volumes, de 30 parties d'argile pourrie, 10 de crottin, 30 de sable de rivière, 5 de bourre; ou bien, de 100 kilogr. de terre glaise, 15 kilogr. de crottin, 2 kilogr. de bourre, 50 kilogr. de sable de rivière; le tout bien corroyé à l'eau, sur une table.

La *grosse terre*, est un mélange d'argile, de brique pilée et tamisée, et de bourre.

La *terre noire*, est un mélange de potée et de charbon pilé et tamisé.

Les *cendres de tanneur*, sont des cendres lessivées mises en suspension dans de l'eau légèrement chargée de colle. La gélatine donne du liant à cette matière, et permet de l'étendre à la brosse. Les cendres doivent être parfaitement privées de potasse ; sans cela, elles se vitrifieraient par la chaleur.

Le *plâtre* est employé sans mélange.

La *cire de moulage* se compose de 2 parties de cire jaune et une partie de résine.

2726. Le moulage en terre comprend deux opérations bien distinctes récemment décrites par M. Senarmont.

1° La confection du modèle ;

2° La confection du moule, chemise ou chape.

Le modèle se compose de plusieurs tronçons qui correspondent aux diverses parties de la pièce brute. Toutes les dimensions linéaires sont augmentées de 1/144, pour compenser le retrait.

Le modèle de la culasse, depuis le faux bouton, jusqu'à la plate-bande, se coule en plâtre.

Le modèle du corps de la pièce, depuis la plate-bande jusqu'à la portée, et celui de la masselotte, sont en terre ; on les construit autour d'un axe en bois horizontal, revêtu de tresses de paille ; on l'enduit de plusieurs couches de terre ; on finit par le profiler au moyen d'une planche découpée ou gabarit.

Pour déterminer, sur le corps de la pièce, l'emplacement des anses et des tourillons, on commence par établir, au niveau, la direction de l'arête culminante : leur position se trouve ensuite indiquée, par un cercle tracé par le gabarit, et par un gabarit des anses, qui représente le profil d'une section perpendiculaire à l'axe de la pièce, passant d'ailleurs par l'axe des tourillons.

Les anses sont en cire ; les tourillons sont en plâtre ; on les fixe avec de grands clous.

Quelle que soit la nature du modèle, la chemise se fait de la même manière.

On commence par couvrir, à la brosse, le modèle d'une couche de cendres de tanneur ; on prévient ainsi l'adhérence du moule. La chape se compose ensuite de couches minces de potée, puis d'un mélange, à parties égales, de potée et de grosse terre, enfin de grosse terre. La première enveloppe a 2 pouces ou 2 pouces et demi d'épaisseur, suivant les calibres ; la seconde 3 pouces ; la troisième 1 à 2 pouces.

Sur le corps de la pièce, on soutient les anses et les tourillons avec des briques ; on mastique le tout avec de la potée, et on l'entoure de longs brins de chanvre. On retire les clous, qui laissent un trou dans la chape ; on fait écouler par là, la cire fondue. Chaque couche est séparément desséchée et durcie au feu.

Le moule de la culasse se place sur un fourneau, sous une cloche de tôle percée de trous.

On chauffe le moule de la masselotte et celui de la pièce, en allumant du feu sous le trousseau.

Entre le premier et le second enduit, entre le second et le troisième, on revêt la chape d'une forte armature en fer : c'est un treillage en bandes de fer, qui enveloppe la surface de révolution, suivant ses méridiens et ses parallèles. Les cercles sont à charnières, terminées par des crochets qu'on rapproche avec des tenailles. On les relie avec du fil de fer, tordu ensuite, à la manière de la corde qui bande une scie. Quand le moulage est achevé, on brise dans la chape les parties en plâtre, qu'on retire par fragments. On chasse les trousseaux à coups de masse, et l'on détruit les modèles en terre.

Les mortiers se coulent à noyau vide, la volée en bas. Le corps de la pièce fait suite à la masselotte dans la même chape. Le noyau se construit par les procédés qu'on vient de décrire. On remplit la place du trousseau de sable damé.

La chape de la pièce est descendue verticalement dans la fosse; on l'établit sur une tour en briques sèches. On allume au centre un feu de charbon, qu'on entretient avec de longues perches en bois blanc. La flamme sort par le haut du moule et par les tourillons. On finit par clore tous les orifices, et par donner un coup de feu. L'intérieur du moule est d'un rouge-blanc; l'extérieur d'un rouge sombre. La cuisson dure cinq à six heures; le refroidissement vingt-quatre heures.

La chemise de la masselotte subit, hors de la fosse, la même préparation. Le moule de la culasse et le noyau des mortiers sont cuits au charbon de bois, dans une petite tour en briques. Chaque tronçon est cendré avec un écouvillon, puis flambé avec un bouchon de paille. A chaque bout, on entaille au ciseau une rainure; on en fait autant aux ouvertures des tourillons. Le moule de la culasse, qui doit supporter une énorme pression hydrostatique, est ensuite emboîté dans un panier de bronze; on le scelle avec du plâtre; on en fait autant du noyau des mortiers.

On commence par asseoir le panier de culasse dans un trou au fond de la fosse; ensuite, on descend bien verticalement le moule du corps de la pièce, et l'on ferme les tourillons avec des pains de terre cuite. On remplit la fosse de couches de terre de 8 à 10 pouces d'épaisseur, bien damées, avec des masses échauffées. Quand la terre s'élève jusqu'aux tourillons, on pose le moule de la masselotte. On attache les tronçons entre eux, par les crochets des armatures; et, comme il est impossible que les assemblages en tabatière joignent hermétiquement, on garnit leur contour d'un saucisson de terre noire, qui s'écrase et remplit toutes les fentes. Pendant l'enterrage, le moule reste bouché par en haut; on a d'ailleurs descendu dans son intérieur un plateau concave destiné à recevoir les matières qui pourraient s'y introduire par accident. On construit enfin les rigoles ou écheneaux qui distribuent le bronze fondu. De petits trous appelés

trompes, percés dans la paroi du moule, à 6 pouces de son orifice supérieur, débouchent dans les écheneaux. Les écheneaux sont en briques, et doivent être cendrés et flambés, comme tous les outils en fer ou en fonte exposés à toucher le bronze en fusion.

2727. Le moulage en sable offre des avantages réels sur le moulage en terre ; mais ils sont accompagnés de tant et de si graves inconvénients, qu'on a dû l'abandonner. Il est plus économique ; les moules s'exécutent beaucoup plus rapidement : voilà les avantages qu'il présente. Mais le moule en sable est trop compacte, pour livrer aux gaz une facile issue, en sorte que la pièce vient au moulage toute criblée de soufflures, produites par les bulles de gaz refoulées dans le bronze.

On a donc renoncé au moulage en sable, et nous ne nous en occuperons pas davantage, par ce motif.

2728. Les fourneaux à réverbère sont les seuls en usage pour la fonte des bouches à feu. Ceux dont la sole est circulaire sont généralement adoptés pour le bronze ; on peut néanmoins lui donner la forme elliptique. Dans tous les cas, le feu n'y est point animé par le vent des soufflets ; son activité est excitée par le tirage des soupiraux des cheminées, et par les courants d'air que fournissent les ventouses. Les fourneaux ronds sont chauffés avec du bois ; ceux de forme allongée, qui présentent moins de capacité, le sont en général, avec de la houille.

L'oxidation facile de l'étain contenu dans le bronze tend à déranger les proportions de l'alliage, ainsi que le prouvent les expériences de M. Dussaussoy (2181), et une foule de résultats pratiques. On doit donc éviter, avec le plus grand soin, toute flamme oxidante, et disposer, au contraire, les foyers, de manière que la flamme soit entièrement dépouillée d'oxigène. On y parvient, en donnant beaucoup d'épaisseur à la charge de combustible.

On devrait, par le même motif, charger les foyers des fourneaux chauffés à la houille, au moyen d'une trémie, afin d'éviter l'ouverture de la porte du foyer et les irrégularités d'une combustion intermittente. Du reste, on reproche à la houille, d'altérer, par son soufre, le bronze qu'elle est destinée à fondre.

On est peu d'accord sur les avantages propres aux fourneaux longs et aux fourneaux ronds. Les uns pensent que les fourneaux ronds, qui contiennent plus de matière, sont plus économiques, et donnent du bronze aussi résistant ; d'autres, croient qu'une fusion plus prompte, un brassage plus facile, rendent l'alliage plus intime dans les fourneaux longs, où l'on emploie, d'ailleurs, un combustible moins coûteux.

On construit ordinairement, dans nos fonderies, trois fourneaux ronds chauffés avec du bois, contenant, le premier, 30,000 kilogr. de matière en fusion ; le deuxième, 15,000 kilogr. ; le troisième, 8,000 kilogr. Plusieurs autres fourneaux, de moindre dimension,

chauffés avec le bois ou la houille, sont destinés à couler les menus ouvrages, où à exploiter le métal contenu dans les scories et dans les terres des moules.

2729. Les fourneaux ronds, en usage pour couler les bouches à feu, se composent de trois parties principales : la chauffe, l'intérieur et la cheminée.

1° La chauffe reçoit le combustible par le trou de chauffe pratiqué dans sa voûte. Les cendres et les charbonnailles tombent, à travers la grille, dans le cendrier; l'air, nécessaire à la combustion, arrive sous la grille par une ou plusieurs galeries appelées ventouses ou évents.

2° L'intérieur du fourneau, dans lequel s'opère la fusion, comprend la sole, formée de deux plans inclinés vers la ligne milieu, et dont l'intersection offre elle-même, une pente vers le trou de coulée. On y remarque deux portes de travail garnies de portières en fonte. Les soupiraux qui déterminent le tirage, varient en nombre, suivant la capacité du fourneau; leur ouverture supérieure aboutit à la cheminée, et l'inférieure se termine par un talus qui plonge en partie dans le bain.

3° La cheminée, qui reçoit les émanations des soupiraux et des portes s'élève au dessus de la plate-forme établie sur la voûte.

La fosse dans laquelle se placent les moules, est creusée devant le fourneau, près du trou de coulée.

Il est extrêmement important, pour l'établissement d'un fourneau, de choisir un terrain tel, que le sol de l'atelier, et celui des évents présente une grande différence de niveau ; par cette disposition, les évents peuvent être élevés et fournir un grand volume d'air; et le cendrier, où s'accumulent les charbons ardents qui tombent de la chauffe, doit avoir une hauteur suffisante pour que l'air destiné à alimenter la combustion, ne soit pas trop raréfié, par cet amas de braises incandescentes. Il est même convenable que son sol soit inférieur à celui des évents.

Les ventouses doivent avoir une ouverture très-large, et aller en se retrécissant en entonnoir vers le cendrier, afin que le courant d'air arrive plus dense au foyer de la combustion : on n'en construit souvent qu'une seule; quelquefois aussi, il y en a plusieurs : dans ce dernier cas, il est essentiel de les isoler parfaitement les unes des autres, pour ne pas contrarier leur effet. C'est des dimensions et de la disposition bien ou mal entendue des évents, que dépendent en partie, les variations d'effet que produisent les fourneaux, et on attribue principalement à cette cause les différences de la durée des fontes. On doit, autant que possible, les placer dans la direction des vents; qui règnent le plus constamment dans le pays, et près d'un cours d'eau qui rafraîchisse l'air, et le condense.

Les fondations, de même que toute la carcasse du fourneau, doivent être établies solidement avec de gros blocs de pierre, ou avec de

briques très-dures. On leur donne une profondeur relative à la nature du sol, qui peut même exiger, dans certains cas, des dispositions particulières. Pour plus de solidité, on fait traverser tous les massifs de maçonnerie, par des tirants en fer, qui préviennent leur écartement.

On doit concevoir que la profondeur de la fosse est calculée, depuis le fond jusqu'au trou de coulée, d'après la hauteur totale d'un moule complet du plus long calibre. Lorsque la disposition du terrain peut faire craindre les infiltrations de l'eau, il faut garnir de plomb le fond de l'excavation, ou la préserver de ces inconvénients, par des moyens convenables.

Toutes les parties du fourneau, qui doivent éprouver le contact de la flamme ou du métal fondu, telles que la chauffe, la voûte, l'autel, le trou de coulée et tout le contour de la capacité intérieure, de même que les portes et les soupiraux, sont bâties en briques réfractaires. Ces briques sont unies entre elles au moyen d'une bouillie de ciment, fait de vieilles briques réduites en poussière, et forme un revêtement intérieur, qui n'est lié au reste de la maçonnerie, qu'autant qu'il est nécessaire pour la solidité de la construction. Cette précaution est indispensable, parce qu'on est souvent obligé de renouveler le revêtement, en tout ou en partie, suivant que l'exige son état de dégradation.

Les dimensions de l'intérieur du fourneau, se règlent sur la quantité de matière qu'il doit contenir; dans l'évaluation de la capacité, il entre deux données; le diamètre de la surface du bain, et sa profondeur; il en résulte qu'on pourrait obtenir le même volume, en augmentant ou diminuant l'un aux dépens ou au profit de l'autre. Or, si l'on donnait au bassin trop de profondeur, la chaleur pénétrerait difficilement jusqu'aux couches inférieures qui reposent sur la sole, et l'on serait exposé à faire ce qu'on appelle le gâteau. Si, au contraire, on étend outre mesure, la surface du bassin, on augmente la portée de la voûte, et la capacité du fourneau; d'où il résulte une dilatation inutile de la flamme, une plus forte consommation de bois, une plus grande oxidation des métaux, et un déchet plus considérable.

La voûte est soumise pour sa hauteur, à des considérations particulières; elle doit être surbaissée autant que le permet sa solidité, afin que la chaleur ne se perde pas dans un espace trop étendu; il faut, en outre, qu'un ouvrier puisse se tenir dans l'intérieur du fourneau, sans y être trop gêné, pour ranger les métaux sur la sole et y faire les réparations nécessaires. On voit, d'après, cela que les voûtes des petits fourneaux sont comparativement plus élevées que celles des grands. La coupe des uns et des autres présente, le plus ordinairement, la forme d'une anse de panier à trois centres.

2750. On doit à la théorie ou à l'expérience, quelques données sur la construction des fourneaux; nous allons les faire connaître, sans les présenter comme positives.

Depuis l'ouverture extérieure de l'évent, jusqu'aux orifices supérieurs des soupiraux, la flamme doit parcourir des espaces de plus en plus resserrés, à l'exception, cependant, du vide intérieur du fourneau qui doit être assez vaste pour contenir les métaux.

Le rapport de la surface de la grille à celle du bain est de 0,14, quant au vide de la grille, il varie avec la nature du bois que l'on emploie et la quantité d'air fournie par les ventouses; le rapport de ce vide à la somme des orifices des soupiraux est; terme moyen, de 0.28.

La profondeur du bain pour les fourneaux de 30,000 kilogr. est ordinairement de $0^m,42$; pour ceux de 15,000 kil. de $0^m,36$; et pour les fourneaux de 8,000 kil. $0^m,30$. La hauteur de la voûte au dessus de la surface du bain est, pour les mêmes fourneaux, de 1,04; 0,83, 0,80.

On détermine le rayon du bassin de manière que ce dernier contienne la matière en fusion.

Un fourneau neuf contient toujours beaucoup d'humidité, qu'il est indispensable de faire disparaître, avant de s'en servir pour la première fois : sans cette précaution, les vapeurs qui se dégageraient des massifs de maçonnerie, ne tarderaient pas à les rompre et à les crevasser, dans tous les sens.

Il est surtout nécessaire que le revêtement intérieur du fourneau soit parfaitement recuit. A cet effet, on commence par enduire toutes les surfaces qui doivent être en contact avec la flamme, d'une bouillie très-claire d'argile qu'on fait sécher au moyen de quelques copeaux ou charbonnailles allumées au milieu du bassin. On remplit ensuite de briques toute la capacité du fourneau, en ayant soin de les arranger, à peu près comme dans un four destiné à leur cuisson, en laissant entre elles des intervalles suffisants, pour que la flamme circule partout, et que toutes les parties du revêtement éprouvent également son action.

Enfin, on ferme les deux portes, par des murs bâtis avec des briques réfractaires.

On fait alors à la chauffe un feu de menu bois, d'abord très-léger, et qu'on augmente par gradation dans l'espace de huit à dix jours, jusqu'à ce que le fourneau soit parvenu au rouge-blanc, température à laquelle il reste soumis, pendant deux jours au moins.

La cuite terminée, on bouche toutes les issues du fourneau, et l'on attend, pour les ouvrir, qu'il soit entièrement refroidi.

Cette opération doit également avoir lieu toutes les fois que, sans reconstruire la carcasse du fourneau, on a refait en entier le revêtement intérieur; on prend des précautions analogues, lorsqu'on fait au fourneau une légère réparation, ou qu'il a cessé de travailler depuis longtemps; alors on ne remplit pas de briques toute l'étendue de sa capacité; on se borne à en garnir le devant de l'autel jusqu'à la voûte, et la durée de la cuite est réduite à trois ou quatre jours.

2731. Les opinions sont encore partagées sur la préférence à donner

aux métaux neufs ou aux vieux, pour former le chargement des fourneaux ; quelques fondeurs pensent que l'alliage du cuivre et de l'étain devient d'autant plus intime, que le bronze a éprouvé un plus grand nombre de fusions. D'autres, considèrent l'oxide qui se forme dans ces fontes successives, comme capable d'altérer la pureté de l'alliage. Il est probable que le cuivre et l'étain s'affinent par des fondages successifs et se débarrasseut ainsi des métaux plus oxidables qui les souillent. On doit donc approuver le réglement, qui fixe à un dixième de la charge, la proportion de cuivre neuf que l'on doit allier aux bronzes anciens.

Le chargement se compose de deux parties bien distinctes, savoir : des métaux que l'on introduit dans le fourneau, avant de commencer le feu, et de ceux qu'on y projette, pendant la durée de la fonte. Les premiers, consistent en lingots de cuivre neuf, en bouches à feu hors de service, en masselottes, écheneaux et autres restes des fontes précédentes ; les seconds, consistent dans les buchilles provenant du forage, tournage, etc., qui complètent le chargement, et dans l'étain nécessaire, pour mettre la coulée au titre voulu.

Le chargement étant calculé, on prépare le fourneau à le recevoir, c'est-à-dire qu'on enduit les parois d'une couche d'eau cendrée, qui empêche toujours un peu l'adhérence du bronze liquide aux brique du bassin. On bouche le trou de coulée avec un tampon de fer conique recouvert de terre potée, pour qu'il remplisse mieux son logement. On applique contre sa grande base tournée vers l'intérieur du fourneau, une brique réfractaire carrée, qui le garantit du contact du bain, et prévient sa destruction. Cette brique s'engage dans un encastrement pratiqué à cet effet, dans le parement intérieur du fourneau.

La disposition des objets à fondre sur la sole n'est pas indifférente; elle doit être telle, que ceux qui ont le plus de masse et de volume, comme les masselottes, ou qui sont le moins fusibles, comme les lingots de cuivre neuf, soient placés près de l'autel, en évitant de les mettre à droite ou à gauche de la chauffe. De cette manière, ils reçoivent mieux le coup de feu : il faut éviter de masquer l'entrée des soupiraux, les dégager, au contraire, le plus possible, et ranger les métaux de la manière la plus convenable, pour conserver le libre effet de toutes les ouvertures. On doit aussi ménager des vides entre les objets dont on charge la sole, afin de permettre à la flamme de bien les lécher et de les envelopper de toutes parts. On conserve enfin un espace vide de quelques centimètres, entre les métaux et les murs du fourneau.

Les bronzes d'un grand poids, que comprend le chargement, sont amenés sur la sole par un plan incliné, sur lequel ils se meuvent au moyen de rouleaux et d'un cabestan, placé contre la portière opposée à celle par laquelle on les introduit. Quant aux bronzes qui, à cause de leur dimension, ne peuvent entrer entièrement dans le fourneau,

on les place à l'ouverture des portes le plus avant possible, et on remplit avec des briques les intervalles qui restent vides.

2752. Tout étant prêt, on allume le feu sur la grille.

Les fourneaux à réverbère de petites dimensions, sont les seuls où l'on puisse faire usage de la houille. Les fourneaux ronds, présentent, dit-on, un bassin trop vaste, pour que la flamme de ce combustible puisse en chauffer toute l'étendue. Il est à croire, que la houille réussirait tout aussi bien dans les grands fourneaux que dans les petits, la chauffe étant convenablement modifiée. Aujourd'hui, les grands fourneaux sont chauffés au bois ; on se sert du chêne ou du sapin, suivant les localités ; les dimensions des bûches varient avec celles de la chauffe, l'expérience les ayant combinées les unes avec les autres, pour produire le plus grand effet.

Nous allons décrire, d'une manière succincte, la marche du feu, et les procédés usités pour opérer une coulée. Pendant les premières heures, le feu est conduit très-modérément, afin d'échauffer la sole par degrés, et de laisser dégager la fumée, dont une partie se condense sur les métaux, et se brûle ensuite, lorsque la chaleur augmente. Pendant cette première période, la flamme est sans éclat et sort à peine par les soupiraux : le métal ne change point encore de couleur. Dès que les vapeurs noires ont cessé de paraître, on active le feu, le métal commence à rougir, la flamme est d'un rouge moins foncé et s'élève jusqu'à la partie supérieure des soupiraux ; le métal passe ensuite au rouge-blanc, les bronzes placés du côté de la chauffe entrent peu à peu en fusion, la flamme acquiert une couleur de plus en plus brillante et s'élève de plus en plus. Enfin, vers la sixième ou la septième heure, lorsque le fourneau marche bien, le bronze est à peu près fondu.

Avant de se liquéfier entièrement, le bronze passe au blanc incandescent ; l'étain fondu suinte par tous les pores, et s'écoule ensuite, entraînant avec lui une faible portion de cuivre. Quand le bain est à peu près formé, on cherche sur la sole, avec de grandes perches, les métaux qui ont pu échapper à la fusion, et s'il s'en trouve, on les ramène vers l'autel. Lorsqu'ils sont fondus, on brasse vivement la matière liquide. L'immersion des perches produit dans le bain un bouillonnement très-vif, qui multiplie les points de contact entre les molécules des deux métaux, s'oppose au rassemblement de l'étain dans les couches supérieures, ramène à la surface les couches inférieures du liquide, et les expose successivement à la plus forte action de la chaleur. On ne saurait trop répéter cette opération, qui produit une répartition plus égale de l'étain.

On comprend très-bien la nécessité de l'action mécanique des gaz qui se dégagent des perches, quand on songe que le bain étant chauffé par la surface, les couches supérieures, plus dilatées, ne descendraient jamais au fond, et celles du fond, moins chaudes, ne ten-

draient jamais à remonter vers la surface. Les perches exercent, en outre, un effet désoxidant fort utile.

Lorsque le bain est très-chaud, les fondeurs, avec de longs râbles de bois, écument soigneusement toutes les scories qui surnagent à la surface; ils projettent ensuite les buchilles, et comme elles entrent, pour l'ordinaire, en assez grande quantité dans les chargements, leur projection se fait successivement, pour ne pas trop refroidir la masse du bain. On a soin de brasser pendant et après cette opération; puis, on écume encore une ou plusieurs fois. En ouvrant souvent les portes, on refroidit le métal, on retarde la coulée et l'on augmente la consommation de bois. En retirant les scories à plusieurs reprises, le déchet devient plus considérable, puisqu'on enlève à chaque fois la pellicule d'oxide qui se reforme bientôt à la surface du liquide. On doit donc opérer le plus promptement possible.

L'étain est projeté en petits lingots préparés d'avance, afin de pouvoir en faire une distribution plus égale sur le bain; on le jette environ une heure avant la coulée; on brasse ensuite presque continuellement et on active autant que possible la combustion.

2735. L'époque critique des fontes est celle où il faut juger du degré de chaleur du bain, et décider l'instant le plus propre à la coulée. On a essayé divers moyens pyrométriques, qui n'ont pas eu plus de succès dans cette industrie que dans toutes celles où il s'agit d'apprécier des températures élevées. Toutefois, on se sert maintenant, à Toulouse, d'un pyromètre inventé par M. Aubertin. Il est formé d'une barre de fer qui s'engage entre deux règles graduées convergentes. La barre étant portée à la température du fourneau, on évalue sa température initiale, par le temps qu'elle met à se contracter d'une quantité qui se mesure exactement, en la faisant avancer entre les deux règles fixées et graduées.

En général, on pense que le bain doit être porté à la température la plus élevée que l'on obtienne des fourneaux ronds en usage; peut-être, un degré plus haut de chaleur, conviendrait-il encore mieux; pourtant, il existe une limite qu'on ne saurait dépasser sans inconvénient.

Voici, au reste, les indices qui annoncent le moment où le bronze est parvenu à une très-haute température, et à une grande fluidité. La perche avec laquelle on brasse, devenue légère à la main, s'enfonce facilement dans le bain, glisse rapidement sur la sole, remonte promptement à la surface, et ne retient plus, lorsqu'on la retire, aucune parcelle de métal attachée à ses fibres. Le son de la matière agitée, est devenu plus clair; elle jaillit autour de la perche en globules divisés, au lieu de s'élever en nappes. Il se forme des ondes du centre à la circonférence; elles sont plus nombreuses et plus rapprochées. Des charbonnailles très-ténues courent avec rapidité sur la surface du bain. Celui-ci se voile plus fortement vers l'autel, ce qui annonce une oxidation plus prononcée. Il ne se dégage plus de fumée au mo-

ment de la projection d'une bûche sur la grille, et la flamme, sortant vivement par toutes les issues, possède une blancheur éclatante. Il est important de remarquer que la surface du bain peut présenter tous les symptômes de la fluidité et de la chaleur, pendant que les couches inférieures qui touchent à la sole, conservent néanmoins un reste de consistance pâteuse. C'est au fondeur qui manœuvre la perche, à s'apercevoir de cet accident, et à redoubler de force dans le brassage.

2734. Cinq ou six heures avant la coulée, on cuit le canal destiné à conduire le métal dans les moules, d'abord avec un feu de bois, ensuite avec du charbon; pendant ce temps, on a soin de tenir les moules en partie découverts, afin de laisser dégager l'humidité de l'air qui, sans cette précaution, se déposerait sur les parois du moule.

Lorsqu'on juge que le métal est suffisamment chaud, on prépare tout pour la coulée. On nettoie les compartiments du canal; on enlève les couvercles qui recouvraient les moules; on débouche leurs trous de coulée ou leurs trompes; on visite leur intérieur avec une bougie, et l'on retire les capsules de fer, et avec elles les petits corps étrangers qui peuvent s'y être réunis. Deux ouvriers bouchent les trompes des moules avec des tampons coniques en fer ajustés au bout de longs manches. Dans ces tampons, qu'on nomme *quenouillettes*, la partie qui doit éprouver le contact du bronze est cendrée et fortement échauffée. Ils ont pour but, de donner le temps à la matière liquide de remplir le premier compartiment de la rigole, avant qu'elle puisse tomber dans les moules. D'autres ouvriers se préparent à soulever les écluses qui séparent ce compartiment des suivants, afin que la coulée, une fois commencée, n'éprouve plus d'interruption.

2735. On enfonce le tampon qui ferme le trou de coulée, au moyen d'une espèce de ringard, de forme tronc-conique, légèrement recourbé et à long manche, que le chef fondeur manœuvre à l'aide d'une chaîne qui lui sert d'appui. On donne à ce ringard le nom de *perrière*. Il a dû être préalablement cendré dans sa partie conique, pour que le métal ne s'y attache pas, et bien chauffé pour éviter que le contact d'un corps froid ne fasse jaillir la matière à sa sortie du fourneau. Au bout de quelques coups, le tampon frappé sur son petit diamètre cède, et laisse échapper le métal dont on modère le jet avec le bout de la perrière qui reste constamment engagée dans le trou de coulée. Aussitôt que le canal est plein, les ouvriers retirent leurs quenouillettes, et le bronze tombe dans les premiers moules. Quand il est arrivé au niveau des trompes, on ouvre les écluses suivantes, et on laisse remplir successivement de la même manière, tous les autres moules jusqu'à ce que la coulée soit finie.

Si la charge a été bien calculée, le métal doit s'élever dans tous les compartiments du canal, à la hauteur de la tranche supérieure des moules des masselottes. On voit que le trou de coulée doit avoir un diamètre tel, qu'il puisse fournir à la fois, la matière nécessaire au

remplissage de deux, trois ou quatre moules, suivant le cas, et que le bronze tombe à plein jet dans les chapes et sans interruption.

Malgré le haut degré de cuisson qu'on a donné aux moules, le métal, en les remplissant, développe une grande quantité de vapeurs qui se dégagent, sans cesse, par l'orifice des masselottes; ce qui prouve qu'on ne peut entièrement priver les chapes d'humidité, ou que celle-ci leur est communiquée par le contact des terres de la fosse.

On s'aperçoit que la coulée est chaude, si le jet, dans les chapes, présente une couleur bleuâtre, qui est celle du bronze parfaitement fondu; quand le métal n'est pas très-liquide, cette couleur est voilée par une enveloppe jaune-rouge qui annonce un commencement de congélation à la surface du jet. Dès que les moules sont pleins, on jette sur le bronze, à l'orifice des masselottes, un panier de charbon de bois, dont la combustion prévient le trop prompt refroidissement de cette partie. Avant la solidification du canal, on remplace les écluses en fer, par des briques de même forme, qui coupent et divisent les échenaux en sections, et facilitent ainsi leur enlèvement.

2736. Quand le canal est suffisamment figé, on en démolit la maçonnerie; on soulève les sections des écheneaux, et on les retire de la fosse. Quelquefois, deux ou trois heures après la coulée, on commence à enlever les terres jusqu'à la naissance des masselottes, qu'on découvre ainsi entièrement. Il faut avoir soin de ne faire cette première opération que lorsque le métal contenu dans cette partie du moule est coagulé, au point de ne plus avoir aucun effet sur les couches inférieures. Les deux jours suivants, on continue de vider la fosse, et après quarante-huit heures (plus ou moins, selon le calibre), on peut retirer les moules. On les place dans la halle aux fontes sur des chantiers convenablement disposés, et l'on procède de suite au dépouillement ou décroutage des bouches à feu.

On enlève successivement la première et la deuxième ferrure après avoir cassé, avec des masses, la terre à demi-calcinée; il reste encore une croûte dure formée par les infiltrations du métal dans les terres du moule, on la sépare par morceaux au moyen de tranches, sur la tête desquelles un ouvrier frappe à grands coups de marteau, et les fragments sont ensuite exploités dans un fourneau destiné à cet usage.

Il est évident que les infiltrations dont il s'agit, sont d'autant plus considérables, que l'enveloppe des moules est plus poreuse, et que la coulée s'est trouvée plus chaude. On conçoit aussi, qu'elles ont lieu plus particulièrement dans les parties inférieures, où la pression de la colonne fluide est la plus forte et que les longs moules des canons de siége et de place sont pénétrés plus avant que ceux des calibres de campagne. Les noyaux des mortiers sont imbibés de matière jusqu'au centre ; aussi, leur dépouillement est-il long et coûteux.

Ces infiltrations, qui augmentent avec la température de l'alliage,

limitent le feu qu'on peut lui donner, car elles rendent le dépouillement pénible et difficile. Il paraît toutefois avantageux d'élever le plus haut possible la température de l'alliage; car le bronze en devient plus dense, plus homogène, et conséquemment plus tenace.

2737. Les masselottes ont pour but, 1° de fournir à la retraite que prend le métal fluide en se solidifiant; 2° de remplacer celui qu'absorbent les terres, et celui qui est employé à remplir l'excès de capacité produit par l'élargissement graduel des moules; 3° de retarder le refroidissement dans la partie supérieure de la bouche à feu, pour que le tassement du métal se fasse plus régulièrement; 4° de recevoir les gaz, et tous les corps étrangers que leur légèreté spécifique oblige à s'élever.

On peut voir à la partie supérieure des masselottes l'effet de cette déperdition successive de matière. Pendant les quatre ou cinq heures qui suivent la coulée, le métal s'y affaisse et descend insensiblement, mais beaucoup plus au centre que sur les bords, parce que les couches voisines des parois se refroidissent plus vite, par le contact de la terre à laquelle elles demeurent attachées; de là, ce vide en forme d'entonnoir que présente toujours l'extrémité de la masselotte. L'affaissement total varie dans chaque calibre et dans chaque coulée, comme l'énergie des diverses causes qui le produisent. Ainsi, toutes choses égales d'ailleurs, il est en raison de la température du bain et peut servir, après coup, à comparer les coulées entre elles, sous le rapport de leur degré de chaleur. On a trouvé qu'il était de un seizième à un quinzième du volume total des masselottes.

On leur attribuait une propriété d'un autre genre; nous voulons parler de leur effet comme masses comprimantes sur les couches inférieures du métal. Le général Lamartillière et les anciens fondeurs ont pensé que leur poids devait augmenter la densité du bronze soumis à leur pression, et qu'en conséquence, la pesanteur spécifique devait aller en décroissant depuis la culasse jusqu'à l'extrémité de la volée. Mais l'analyse chimique explique les différences qu'on remarque dans les pesanteurs spécifiques des diverses parties d'un canon, par la différence des titres de ces mêmes parties; en sorte que si la masselotte prévient la formation des soufflures et des cavités dans les couches inférieures, c'est uniquement en fournissant de proche en proche, le métal liquide nécessaire pour les remplir.

On peut se convaincre aisément que la masselotte agit, par sa masse, comme simple réservoir de bronze destiné à recevoir l'alliage qui se sépare pendant la congélation de la pièce, et à fournir à celle-ci le métal liquide nécessaire, pour remplir les cavités que diverses causes y font naître. Si la masselotte ne jouait pas ce rôle, et si elle devait être regardée comme une colonne comprimante, on pourrait la remplacer par un tuyau étroit et plus long. Or, on sait fort bien que c'est chose impossible.

Mais si l'influence des masselottes sur la densité des parties d'un

canon peut être contestée, il n'en est pas de même de l'effet très-réel de leur poids sur les parois des moules; effet qui tend à les fracturer même, et dans tous les cas à augmenter les infiltrations.

Le tableau suivant fait connaître les dimensions des masselottes dans les trois fonderies; dimensions dont les différences résultent, sans doute, des localités ou des matières employées pour le moulage.

TABLEAU *des Masselottes aujourd'hui en usage dans les trois fonderies.*

DÉSIGNATION DES BOUCHES A FEU.		DIMENSIONS DES MASSELOTTES. Longueurs à			Diamètres à		
		Douai.	Strasbourg.	Toulouse.	Douai.	Strasbourg.	Toulouse.
		m	m	m	m	m	m
Canons de siége de	24	1.80	1.70	1.95	0.57	0.41	0.45
	16	1.70	1.70	1.91	0.54	0.37	0.57
Canons de place de	12	1.45	1.40	1.79	0.51	0.35	0.55
	8	1.22	1.30	1.52	0.27	0.30	0.52
Canons de campagne de	12	1.25	1.30	1.59	0.29	0.30	0.55
	8	1.35	1.30	1.49	0.26	0.28	0.31
	6	0.97	1.10	0.00	0.25	0.24	0.00
	4	0.92	1.00	0.00	0.20	0.21	0.00
Obusier de.	8	1.05	1.00	0.00	0.58	0.40	0.00
	6	1.05	1.00	0.00	0.32	0.55	0.00
	5 2/5	0.97	1.00	0.00	0.28	0.30	0.00
Mortier à la Gomer. .	12	1.55	1.40	0.00	0.58	0.40	0.00
	10	1.58	1.40	1.79	0.55	0.56	0.57
	8	1.10	1.20	0.81	0.54	0.14	0.57
	6	0.80	1.00	0.00	0.22	0.22	0.00
Éprouvettes.		0.92	0.93	0.61	0.26	0.27	0.25
Pierriers.		1.55	1.40	0.00	0.35	0.54	0.00

2738. Quand on considère avec attention les phénomènes qui se passent dans la masse de bronze que renferme le moule, on est bien vite convaincu de l'impossibilité où l'on est d'obtenir une pièce de composition homogène, si tant est, qu'en fait d'arts, il y ait quelque chose d'impossible.

Dès que le bronze commence à se fixer, il se partage en un alliage moins fusible qui se solidifie, et en un autre plus fusible et plus léger qui remonte dans la masselotte. Là, ce nouvel alliage se partage à son tour en deux autres, dont l'un se solidifie, tandis que l'alliage, li-

quide encore, redescend dans la pièce à mesure que le retrait y fait naître des vides, et surtout, à mesure que l'alliage, encore liquide de la pièce, pénètre dans la substance même du moule, de telle sorte que la proportion d'étain va en diminuant dans la masselotte à mesure qu'elle se refroidit; de telle sorte encore, que dans la pièce, certaines parties sont plus riches en cuivre que la masselotte finale; d'autres, au contraire, sont plus riches qu'elle, en étain.

D'après un grand nombre d'analyses, on a observé les conditions suivantes, relativement à la teneur des diverses parties de la pièce elle-même.

La proportion d'étain diminue de la culasse à la partie supérieure de la masselotte. Cette diminution est d'autant plus rapide que l'on s'éloigne davantage de la base.

La teneur en étain décroît de l'axe à un point déterminé, voisin de la circonférence. Elle croît ensuite d'une manière insensible.

Le titre moyen de la pièce est un peu plus faible que celui de la coulée, à cause des infiltrations riches en étain, qui se font dans les terres du moule.

Quand on a retranché la masselotte dont le titre est plus bas, celui du canon devient plus élevé que celui de la coulée.

Mais, quand on a enlevé par les forages le noyau intérieur de la pièce, et qu'on a gratté la surface sur le tour, le titre moyen de la pièce reste semblable à celui de la coulée, ce qui s'explique, puisque le noyau est plus riche en étain que la coulée elle-même, et que la pièce brute est dans le même cas.

Une partie, au moins, de ces résultats peut se déduire des analyses suivantes.

CALIBRES.		8	12	16	24
Titre de la coulée.		11.734	10.950	10.920	11.750
A la surface.	Bouche.	10.730	11.885	11.307	11.290
	Anses.	11.940	12.635	12.128	12.380
	Fond de l'âme.	12.931	12.671	12.412	12.340
Sur l'axe.	Bouches.	10.894	11.152	11.000	10.087
	Anses.	12.002	11.735	11.943	11.859
	Fond de l'âme.	13.624	12.140	15.540	12.820
Parois de l'âme.	Bouche.	10.540	11.011	10.938	11.116
	Anses.	11.840	12.205	12.082	11.830
	Fond de l'âme.	13.324	12.826	12.291	12.287

2759. Nous allons décrire rapidement le travail mécanique, au moyen duquel on termine la pièce.

Le canon engagé par le faux bouton dans un manchon carré en bronze, est soutenu dans un point de sa volée sur deux galets de bronze qui roulent sur des axes d'acier. On lui imprime dans cet état, un mouvement de rotation, pendant qu'un outil, en forme de bec-d'âne, trace un sillon profond, qui finit par détacher la mas-selotte à l'endroit qui a été marqué par le gabarit. Un filet d'eau tombe continuellement sur le couteau.

Pour centrer la pièce, on choisit deux points où le contour soit à peu près circulaire ; on fait par là reposer la pièce sur deux demi-lunettes en bois. On approche à chaque bout une règle verticale immobile. On fait faire à la pièce un tour entier par quart de révolution. A chaque temps d'arrêt, on trace sur la tranche une ligne verticale. On se procure ainsi à chaque bout deux carrés ou deux rectangles semblables, suivant que le contour était ellipsoïdal ou circulaire. Le centre de ces figures est dans l'axe de révolution.

On parvient à faire tourner la pièce par quarts de circonférence, en rendant horizontale la ligne qu'on vient de tracer verticalement.

Deux points de l'axe une fois déterminés, il est facile pour procéder au tournage, de forer à chaque bout, un trou cylindrique dans la direction de cet axe.

Deux pointes pénètrent à chaque bout dans les trous du foret. La pièce, ainsi soutenue, reçoit un mouvement de rotation, au moyen d'un manchon carré en bronze, qui embrasse le faux bouton. Un chariot mobile porte l'outil ; deux vis lui communiquent des mouvements rectangulaires, l'un parallèle, l'autre perpendiculaire à l'axe du tour ; un ouvrier le dirige à volonté. Il profile le contour de la pièce au moyen de compas d'épaisseur, de Gabarits et de longues règles divisées. Le cercle qui passe par l'axe des tourillons, sert de point de départ, pour porter les longueurs. On emploie la gouge, le grain d'orge ou le ciseau plat. L'outil doit mordre peu à la fois, pour ne pas produire à la surface des ondes et des guillochages.

Les mortiers se tournent comme les canons ; mais, comme on les a coulés creux, on commence par remplir l'âme avec un manchon de bronze.

Pour le forage, le canon est soutenu comme précédemment, par le faux bouton et les deux galets de bronze. Un chapiteau de fonte s'appuie sur la portée, afin d'empêcher la pièce de se soulever par les tressaillements causés par les efforts de l'outil. L'axe de figure est incliné à l'horizon, de manière que les buchilles sortent naturellement par la bouche. On amorce d'abord le trou avec une langue de carpe, puis, au moyen de deux fils à plomb, on place la tige du foret dans la direction d'une ligne tracée sur le banc de forerie. Cette ligne est dans un même plan vertical avec l'axe de la pièce, et forme au dessus de son prolongement, un angle de quelques secondes, qui a son sommet à la bouche du canon.

L'outil est inébranlable, quand il commence à mordre ; il ouvre devant lui un cylindre concentrique à l'axe de la pièce. Quand la tête est engagée, la tige est soulevée à cause de l'angle formé par l'axe de la pièce avec la direction du foret ; elle fléchit et appuie le talon de l'outil sur la paroi de l'âme. Si celle-ci est bien centrée, l'instrument ne peut plus dévier

Théoriquement, l'âme ne peut jamais se trouver excentrique. Dans la pratique, plusieurs causes amènent ce fâcheux résultat ; nous signalerons la flexion du faux bouton, qui peut céder sous le poids de la pièce ; un défaut dans la construction du foret dont le tranchant ne passe pas par l'axe. L'excentricité se manifeste bientôt à la bouche, et on rend l'oscillation de la tige sensible, au moyen d'une équerre immobile, qu'on approche sur l'établi et près de la bouche, et qui embrasse le plat et la tranche de la tige.

En réfléchissant, au moyen d'un miroir, la lumière solaire ou celle d'une bougie, dans l'âme d'un canon monté sur le tour, on aperçoit facilement au mouvement et à la forme des arêtes lumineuses, si le foret a marché en ligne droite.

Après avoir employé le foret, on ouvre le diamètre de l'âme avec des rouleaux. Ces instruments, amorces par un long cylindre, ne peuvent dévier.

Le second renfort ne pouvant être tourné à cause des ondes et des tourillons, on le dégrossit d'abord au burin et ensuite à la lime, dont on fait disparaître les traits par un martelage longtemps répété.

En ce qui concerne les tourillons eux-mêmes, on emploie des moyens fort précis pour en déterminer la figure et les dimensions ; mais ces moyens seraient trop longs à développer ici, et sont plutôt d'ailleurs du ressort de la mécanique.

La position des anses se déduit de celles des tourillons. Ceux-ci une fois ciselés, on détermine les anses, au moyen d'un gabarit des anses en tout semblable à celui qui a servi à placer les anses en cire sur le modèle.

2740. La lumière percée dans le bronze se brûle et s'agrandit. Pour éviter cet inconvénient, on loge dans le canon un prisonnier de cuivre. On met à profit la propriété connue de ce métal d'augmenter de dureté et de ténacité par l'écrouissage et le recuit. Le cuivre pur tiré en lingot, recuit, coupé de longueur et préparé à la forge, est monté sur le tour en l'air, tourné, percé et fileté.

La pièce est ensuite établie entre deux jumelles sur des lunettes en bois, les tourillons placés horizontalement. Deux montants, fixés dans les jumelles, portent une vis en fer de même grosseur et de même pas que le grain de lumière : on la manœuvre avec un moulinet ; son écrou est mobile, de manière qu'elle peut prendre toutes les inclinaisons possibles avec la verticale.

Après avoir déterminé l'arête culminante de la pièce, on incline la vis de telle sorte qu'elle fasse avec cette arête un angle prescrit

donné par une fausse équerre, puis on perce au foret un trou dans cette direction.

A l'extrémité de la vis, on adapte ensuite un outil amorcé par un rouleau. A celui-ci, succède un couteau de biais, puis un grain d'orge latéral. Quand on fait avancer la vis, le couteau ouvre un avant-trou, tandis que le grain d'orge reproduit dans l'écrou le pas de la vis directrice. La vis sert ensuite de tourne-à-gauche pour loger le grain dans sa prison. C'est le travail de M. Senarmont, qui nous a fourni ces détails.

On prend, avec beaucoup de raison, des précautions fort grandes, pour préparer le cuivre qui est destiné à la fabrication des grains de lumière. On se procure d'abord le cuivre le plus pur que l'on peut rencontrer, et on le soumet ensuite à une série d'opérations que nous avons indiquées plus haut et que nous allons détailler en partie.

On le fond dans un fourneau d'affinage, le bain couvert de charbon, et l'on donne le vent comme pour un affinage ordinaire, en ayant soin de pousser le feu, au plus haut degré possible. Quand l'affinage est terminé, on coule le métal dans des moules, qui sont disposés, pour que le lingot se forme, sous l'influence d'une masselotte égale à la moitié de sa hauteur.

Le barreau de cuivre obtenu est forgé, sous un pesant martinet, de manière à lui donner la forme d'un prisme à huit pans. Pendant le forgeage, on l'arrose sans cesse d'eau froide.

On lui fait subir ensuite un second forgeage, qui lui donne la forme cylindrique. Au lieu du marteau, on emploie souvent le laminoir cannelé, pour cette seconde opération.

C'est ainsi qu'on se procure le cuivre pur, dense, trempé et écroui, qui est nécessaire à la fabrication des grains de lumière. Les autres opérations qu'il éprouve n'ont rien de particulier.

2741. Quand la fabrication est arrivée à ce point, la pièce est soumise à des épreuves et à des vérifications prescrites par les réglements.

La première visite a pour objet la vérification des dimensions, ainsi que la recherche des défauts provenant du moulage. On emploie à cet effet divers instruments qu'il serait impossible de décrire sans figures. Les défauts que l'on rencontre dans les pièces sont dus à diverses causes et ont reçu des noms particuliers.

On appelle *Soufflures* des cavités à surface lisse, produites par des gaz qui n'ont pas trouvé d'issue. Ce sont des bulles de gaz que la matière avait emprisonnées. Elles se rencontrent principalement, sous les premières couches extérieures, vers la fin de la volée et autour du bourlet du canon. Pour les mortiers, c'est dans l'âme qu'elles se rencontrent.

Les *chambres* sont aussi des cavités, mais la surface en est grenue. Elles proviennent d'un alliage mal fait, d'un tassement irrégulier ou

interrompu. Elles se trouvent dans toute la masse du canon et aux parois de l'âme.

Les *piqûres* sont des chambres très-petites, qui ne présentent qu'un point sans profondeur.

Les *cendrures* sont dues à des impuretés de l'alliage. La surface extérieure en offre souvent, et on cherche quelquefois à les masquer, quand elles sont profondes, par des pièces de rapport faciles à reconnaître. Il suffit, en effet, de toucher la place suspecte, avec de l'acide nitrique, pour les mettre en évidence.

Les *taches d'étain* s'observent dans toute la masse du bronze. Elles sont plus dures que l'alliage ordinaire, et sont toujours formées par l'alliage fusible, qui se sépare au moment de la solidification du métal. Elles renferment ordinairement de 18 à 25 pour 100 d'étain.

Les *sifflets* sont des sillons longitudinaux.

Les *ondes* sont dues à des accidents du forage, et résultent de coupes irrégulières produites par le foret.

2742. La première visite étant terminée d'une manière satisfaisante, la pièce est soumise à l'épreuve du tir. Les canons et les obusiers tirent cinq coups de suite, sous l'angle de cinq degrés. Les mortiers et les pierriers tirent deux coups sous l'angle de trente degrés, et deux coups sous l'angle de soixante degrés.

On procède ensuite à l'épreuve de l'eau. Elle consiste à remplir de ce liquide la pièce mise debout et dont on a bouché la lumière. On la visite avec soin au bout de vingt-quatre heures, pour reconnaître les fuites qui auraient pu s'y déclarer.

Après ces deux épreuves, la pièce est soumise à la seconde visite, qui a pour objet principal de reconnaître les défauts occasionnés par l'explosion. Ces défauts sont nombreux, et ont également reçu des dénominations caractéristiques.

Le *refoulement* est une déformation due au développement du gaz de la poudre. Il s'observe sur toute la surface.

Les *évasements*, les *égueulements* se remarquent à la bouche et à la lumière.

Les *égrènements*, les *affouillements*, sont des vides dus à la fusion de quelques parties riches en étain.

Le *logement* du boulet est un refoulement du métal qui se remarque dans la partie du canon sur laquelle reposait le boulet. Il est dû à l'inertie du projectile et à la pression qu'il exerce sur cette partie avant de se mettre en mouvement. Quand il se produit un logement prononcé, le boulet ricoche dans la pièce même, et forme d'autres refoulements qui prennent le nom de *battements*. Le métal refoulé en avant du logement produit le bourlet.

Les défauts des projectiles peuvent produire enfin des *traînements* ou des *éraflements* qui se remarquent dans tout son trajet, ou vers la bouche de la pièce.

2743. La seconde visite terminée, on remonte les pièces, reçues

sur le tour, et on les alèse avec soin pour amener le calibre à sa dimension définitive.

C'est après ce travail, qu'on procède à la troisième et dernière visite. Celle-ci terminée, on trace la ligne de mire, on coupe le faux bouton, on appose les marques prescrites par les ordonnances, et la pièce est définitivement admise.

Les bouches à feu présentent à l'emploi, des accidents analogues à ceux que l'on cherche à constater dans les épreuves que l'on vient de décrire.

M. Gay-Lussac a exposé nettement, comme on l'a dit, les principes auxquels se rapportent les divers accidents qui leur surviennent et qui les mettent hors de service. Les uns se rapportent à la résistance mécanique qui doit résister au choc du boulet; les autres à l'action chimique des gaz résultant de la détonation, et peut-être aussi à celle du sulfure de potassium, qui forme le résidu de la combustion de la poudre.

Quand l'alliage manque de tenacité et de dureté, les gerçures, battements ou éraflements, les mettent bientôt hors de service. De telles pièces ne résistent guère à 500 coups et périssent souvent au 50e, ou même plus tôt.

Si l'alliage possède une tenacité et une dureté convenables, les pièces peuvent supporter 3,000 coups et même davantage et périssent alors par les fouilles dues à l'action chimique.

Les gros calibres résistent moins que les petits, par la raison que, dans le moulage, ils ont éprouvé de plus grands dérangements dans les proportions de leur alliage. Enfin, quand la proportion d'étain augmente, les effets mécaniques diminuent, mais les effets chimiques augmentent. C'est ce motif qui engage à diminuer l'étain, tant qu'on peut, sans nuire à la dureté. Aussi, regarde-t-on l'alliage, à 8 d'étain pour 100 de cuivre, comme préférable à l'autre, pour les petits calibres. (2185.)

CLOCHES.

2744. La fonte des cloches peut s'exécuter de la même manière que celle des canons. Toutefois, comme l'alliage est plus fusible, on n'a pas besoin d'élever la température aussi haut. En outre, le poids considérable que les cloches possèdent souvent, et les difficultés de transport qui en résultent, ont rendu cette industrie ambulante. Les fourneaux s'établissent à proximité du clocher, et sont, par cela même, construits légèrement, ne devant servir qu'une fois.

Il est évident que l'art du fondeur de canons s'est entièrement modelé sur l'art du fondeur de cloches, qui l'a précédé, et comme on le conçoit aisément, les méthodes auraient pourtant dû partir de principes tout opposés.

En effet, la fonte des canons s'opère dans des établissements permanents et ne produit que des pièces d'un volume très-inférieur à

celui des grosses cloches. Cependant, on a tout copié d'abord. et l'on s'est borné à rendre les fourneaux plus durables, en conservant les mêmes méthodes de moulage. Ces méthodes, qui conviennent très-bien pour les cloches, qui varient de dimensions et de poids à chaque fonte, ne conviennent plus aux canons, dont les dimensions sont réglées et constantes. Ainsi, les procédés que l'on va décrire, sont appropriés à l'industrie qui les a créés, autant que ceux qu'on a exposés plus haut, sont en opposition avec les idées fondamentales, qui devraient présider à la fabrication des canons. Il est peu probable que la fonte des cloches soit modifiée de longtemps; mais on peut espérer, pour celle des canons, des améliorations réelles et prochaines.

L'alliage des cloches devrait être formé de 78 de cuivre pour 22 d'étain, mais on augmente dans le chargement la proportion d'étain, pour remédier aux effets de l'oxidation ; et celle-ci, variable avec la conduite du feu, ramène l'alliage à un titre qui est loin d'être constant. Il est rare que les cloches ne contiennent pas 80 de cuivre pour 100. Il l'est bien davantage encore, que l'étain seul forme le reste de la masse, et qu'il n'y ait pas en même temps, du plomb ou du zinc en quantités très-notables. Ces deux métaux proviennent d'une foule de débris d'ustensiles de ménage, en laiton, en cuivre étamé, ou en cuivre portant des soudures, qui entrent toujours dans les matériaux de l'alliage.

La fonte des cloches ne serait pas comprise, si nous ne donnions quelques définitions relatives aux diverses parties de cet instrument.

Le *cerveau* d'une cloche est la partie supérieure, à laquelle tiennent les anses en dehors, et l'anneau du battant en dedans; sa largeur dépend du diamètre de la cloche; elle est ordinairement égale à la moitié du diametre inférieur de celle-ci; son épaisseur est égale au tiers de l'épaisseur du bord : mais afin que les anses soient plus solides, on fortifie le cerveau par une couche de matière de la même épaisseur, et qu'on appelle l'*onde* ou la *calotte*.

Le *vase supérieur* est cette moitié de la cloche qui s'élève au dessus des *faussures*; il faut entendre par ce dernier mot, le point de la surface extérieure ou intérieure d'une cloche, où elle cesse de suivre la même convexité; c'est sur les faussures, que se réunissent les arcs des différents cercles dont sa courbure extérieure est formée; courbure qui, par cette raison, n'est pas une ligne homogène et continue. Les faussures ont ordinairement un *corps* d'épaisseur.

Vient ensuite la *gorge* ou *fourniture*, qui n'est que le renflement compris depuis les faussures jusqu'au *bord* de la cloche. Ce bord, qu'on appelle aussi *pince* ou *panse*, est l'extrémité très-épaisse de la cloche, ou l'endroit sur lequel frappe le battant. La *patte* est la partie la plus inférieure, qui termine la cloche en s'amincissant.

Le *bord*, qui est la base de toutes les mesures, se divise en trois parties égales que l'on appelle *corps*, et qui servent à donner les differentes proportions du profil d'une cloche, pour en tracer le moule.

2745. Pour former le moule, il faut d'abord construire le *compas;* c'est un arbre en fer dont le pivot tourne dans une crapaudine fixée sur un piquet en fer, scellé ferme, au milieu d'une fosse creusée devant le fourneau. Cette fosse doit avoir plus de profondeur que la cloche n'a de hauteur. Deux bras en fer sont assemblés sur l'axe du compas à une hauteur convenable, et peuvent recevoir une planche qui fait fonction de seconde branche du compas. Sur cette planche sont tracées trois lignes; la première est la courbe de l'intérieur de la cloche, la seconde la courbe de l'extérieur ou *modèle,* et la troisième la courbe de la chape.

On bâtit au fond de la fosse un massif circulaire en briques, bien horizontal. Ce massif s'appelle *meule*; sur ce massif, on pose une assise circulaire de briques, à 2 millimètres de la planche, qu'on a eu soin de découper suivant la ligne de la courbure intérieure de la cloche, et de tailler en biseau. Sur cette première assise, on en pose une seconde, et ainsi de suite, jusqu'à ce que cette maçonnerie creuse soit élevée à la hauteur du cerveau de la cloche. On couvre alors toute cette maçonnerie avec un ciment composé de terre et de fiente de cheval; en faisant tourner la planche, le biseau emporte tout l'excédant du ciment, et donne au noyau la forme convenable.

On place dans l'intérieur de ce noyau des charbons à demi-allumés, pour en chasser toute l'humidité. Quand il est bien sec, on applique une seconde couche de ciment, on le fait sécher de nouveau, et on recommence, jusqu'à ce que le noyau soit parfaitement achevé; on le saupoudre enfin, d'une couche de cendres bien tamisées, qu'on égalise avec la planche.

Ensuite, on démonte la planche du compas, on l'échancre en l'ébiselant, jusqu'à la courbe qui doit servir à former le modèle.

Le *modèle* est composé d'un mélange de terre et de bourre, dont on forme plusieurs pièces, qu'on applique sur le noyau, et qui s'unissent entre elles; on le termine par plusieurs couches du même ciment délayé, qu'on égalise avec le compas, et qu'on sèche; la dernière couche est un enduit de suif et de cire fondue, qu'on étale avec le compas, sur toute la surface du modèle; c'est elle qui reçoit les cordons, les lettres et les armoiries; les cordons, au moyen d'une échancrure faite à la planche; les lettres, etc., au moyen d'un pinceau trempé dans de la cire fondue, qui sert à les former, et que le sculpteur répare.

Pour exécuter la *chape* ou le *surtout*, on démonte de nouveau la planche du compas, on l'échancre jusqu'à la troisième ligne dont nous avons parlé. La première couche de la chape est composée de terre bien tamisée mêlée avec de la bourre bien fine. On l'applique au pinceau sur tout le modèle, et on la laisse sécher d'elle-même; on pose ainsi successivement plusieurs couches, jusqu'à ce que l'épaisseur ait environ 3 millimètres. La dernière couche est faite avec un ciment plus grossier, qu'on laisse également sécher sans feu; ensuite, on al-

lume du feu dans le moule, et on en augmente, peu à peu, l'intensité, de manière à fondre les cires, qui s'écoulent par des issues ménagées au bas de la chape, et qu'on bouche ensuite avec de la terre. Ces chapes sont armées de cercles en fer, garnis d'anneaux, qui servent à les enlever, lorsqu'on veut retirer le modèle.

Pour former le cerveau resté ouvert au haut du noyau du modèle et de la chape, on termine d'abord le noyau avec les matières dont il a été construit, on place l'anse de fer qui doit porter le battant, et on l'enterre dans la maçonnerie du cerveau, de manière que la partie inférieure passe au dedans de la cloche, et que la partie supérieure soit enveloppée par le métal.

On forme ensuite avec de la cire, le cerveau et l'onde qui le renforce, au moyen d'un compas fait exprès. On modèle de même en cire les anses, et ensuite le *pont* ou le pilier placé au centre du cerveau, sur lequel se réunissent toutes les anses.

Toutes ces pièces sont couvertes, avec le pinceau, du même ciment qui a servi à commencer la première chape, à laquelle cette seconde ne doit pas adhérer ; on la retire ensuite, on la fait recuire, et la cire en fondant laisse un vide que le métal doit remplir, pour former le cerveau et les anses de la cloche.

Bien entendu, qu'on a eu soin de ménager, à la partie supérieure de la chape, plusieurs trous pour le jet et les évents.

La cire qu'on emploie pour le modèle, est un mélange de 100 parties de cire jaune, 10 de térébenthine commune, et 10 de poix grasse, qu'on fait fondre ensemble, en évitant l'ébullition, qui, rendant la matière écumeuse, empêcherait de la réparer proprement.

Pour retirer le modèle de la cloche, on enlève la première chape au moyen d'un treuil ; on détruit le modèle, et on replace la chape dans les repaires qu'on a ménagés, sur la chape de la cloche, on place celle des anses qu'on a repairée également. On lutte bien ces deux chapes ensemble, de même que la chape de la cloche avec la meule qui soutient tout le moule, qui est alors entièrement fini. On recuit le ciment qui a servi à joindre ces pièces, en ayant soin de ménager le feu, afin d'éviter les gerçures. On remplit ensuite la fosse de terre comprimée autour du moule.

2746. Le fourneau employé pour les cloches est le même que celui employé pour la fonte des canons. On cherche à faire entrer dans le bain trois parties de cuivre rouge et une partie d'étain. On met tout le cuivre et les deux tiers de l'étain, et lorsque l'alliage est en fusion, et qu'il est débarrassé de crasses, c'est-à-dire peu de temps avant la coulée, on ajoute le reste de l'étain.

Le métal est conduit par un canal de terre recuite, dans un godet placé au dessus du moule, et celui-ci se remplit bientôt. On laisse refroidir, on brise la chape, et on nettoie la cloche en dedans et en dehors.

La quantité de métal que l'on met dans le fourneau est d'environ

un dixième supérieure au poids qu'on se propose de donner à la cloche.

La proportion de trois parties de cuivre sur une d'étain, n'est pas si nécessaire, qu'on ne puisse s'en écarter. Il faut plus de cuivre dans les grosses cloches que dans les petites ; mais on n'est pas fixé sur le rapport à conserver entre les matières du mélange, selon la grandeur et la grosseur des cloches, pour qu'elles rendent le son maximum.

Le *battant* est une masse de fer, terminée à sa partie supérieure par un anneau, dans lequel passe un fort brayer de cuir de cheval. On l'établit dans l'axe de la poire; l'arc que décrit le centre de gravité, doit passer par les pinces de la cloche, pour la frapper avec le meilleur effet. Quant à ses proportions relatives, on adapte un battant plus léger aux grosses cloches, proportion gardée, qu'aux petites. Ainsi le battant d'une cloche de deux cent cinquante kilogrammes est d'environ douze kilogrammes, et celui d'une cloche de cinq cents est de moins de vingt kilogrammes.

2747. Les cloches hors de service peuvent être utilisées, pour en fondre de nouvelles ; mais il arrive quelquefois, qu'on cherche à séparer le cuivre et l'étain, pour les employer à la fabrication de divers alliages. C'est ce problème que l'on eut à résoudre, à l'époque de notre première révolution, quand les cloches furent fondues pour la fabrication des canons.

L'opération qui a pour objet l'affinage du métal des cloches, est exactement la même que celle qui a pour but l'affinage du cuivre noir. Ici seulement, les difficultés sont exagérées par la grande quantité d'étain qui existe dans l'alliage, et par la nécessité, où l'on est, de retrouver cet étain lui-même.

Dans le grand travail auquel donna lieu la refonte des cloches, les opérations ne furent pas très-bien conçues d'abord ; car on eut en vue principalement, l'extraction du cuivre. Mais par le concours successif de divers chimistes ou industriels, le travail se compléta peu à peu, et l'on a tiré enfin tout le parti possible des produits.

Le procédé primitif, dû à Fourcroy, est fondé sur la propriété que possède l'étain d'être plus fusible et plus oxidable que le cuivre.

1° On prend une certaine quantité de métal de cloches, on le calcine dans un fourneau à réverbère ; l'oxide qui s'est produit est recueilli, et après l'avoir pulvérisé, on le mêle à une quantité double du même métal, qu'on a fait fondre dans un fourneau semblable à celui qu'on a employé pour la calcination. On brasse le tout avec beaucoup de soin, et ensuite on augmente le feu. Au bout de quelques heures, l'alliage est détruit, et on a, d'une part, du cuivre presque pur; et de l'autre, un composé d'oxide de cuivre et d'oxide d'étain, avec une certaine quantité de terres provenant du fourneau. Ce composé surnage la surface du bain de cuivre, et forme les *scories*. Celles-ci, enlevées au moyen d'un râble, sont pulvérisées et séparées par des lavages, des fragments de cuivre, qu'elles contiennent. Le bain de cuivre est

coulé, dès qu'on a enlevé les scories; il renferme encore un centième d'étain.

2° Les scories obtenues, sont chauffées fortement dans un fourneau à réverbère, avec un huitième de leur poids de charbon; celui-ci réduit les oxides de cuivre et d'étain, et fournit un alliage composé d'environ soixante parties de cuivre et quarante d'étain, et de nouvelles scories contenant beaucoup plus d'étain que les précédentes. On les réduit, à leur tour, dans un fourneau à manche, et le nouvel alliage qui en résulte contient environ vingt-huit de cuivre et soixante-douze d'étain.

3° Le premier alliage obtenu des scories traitées par le charbon, est calciné dans un fourneau à réverbère; mais la masse ne doit pas être agitée. La surface du bain se couvre d'une couche d'oxide, qui se forme peu à peu, et qui a de cinq à six millimètres d'épaisseur; on continue l'opération, jusqu'à ce que le métal qui reste dans le fourneau, soit ramené au titre de métal de cloche, ce qu'on reconnaît facilement, à la couleur brun-noirâtre que les couches d'oxides prennent, lorsque le métal est arrivé à ce point; tant qu'elles sont blanches, elles ne contiennent que de l'oxide d'étain; et lorsque l'oxide de cuivre commence à se former, elles deviennent grises. L'alliage, ainsi ramené au titre, est traité comme le métal de cloche lui-même.

4° Le second alliage provenant de la calcination des scories riches au fourneau à manche, est soumis au même traitement que le précédent, jusqu'à ce qu'il soit ramené, à peu près, au même titre. Il ne se forme d'abord que de l'oxide d'étain pur ou presque pur; on enlève cet oxide, et on continue la calcination, jusqu'à ce que l'oxide formé devienne gris, puis brun, ce qui indique la production de l'oxide de cuivre. Le métal restant est encore du métal de cloche, que l'on traite comme précédemment.

5° L'oxide d'étain, produit dans ces diverses opérations, est mêlé avec la dixième partie de son poids de charbon; on agglutine le mélange avec de l'eau, et on le traite au fourneau à manche; l'oxide d'étain se trouve réduit, et il reste de l'étain presque pur. S'il contenait trop de cuivre, après l'avoir fondu dans une chaudière en fonte, on le laisserait refroidir, jusqu'à ce que le bain fût incapable de charbonner le papier. Le cuivre, allié à une certaine quantité d'étain, se réunirait au fond de la chaudière en masse pâteuse, et le bain surnageant, qui ne serait composé que d'étain, serait puisé couche par couche, et moulé.

La première partie du procédé décrit ci-dessus, est due à Fourcroy; et la seconde, celle du traitement des scories, à MM. Anfrye et Lecour, qui, les premiers, réussirent à extraire l'étain et le cuivre, des scories obtenues dans le traitement du métal de cloche, entièrement exploité par le procédé de Fourcroy, et qui avait fourni une si

grande quantité de scories, qu'on s'en servait pour ferrer et raccommoder les chemins.

M. Bréant reprit enfin le traitement des scories, et fit usage d'un procédé plus court et plus rationnel. Il mélangeait les scories avec une plus forte proportion de charbon, de manière à réduire tous les métaux. Il facilitait d'ailleurs la réduction, par l'addition de matières basiques propres à mettre les oxides en liberté. Certaines scories des traitements antérieurs, du verre à bouteille, du carbonate de chaux, furent employés à cet effet.

Le métal obtenu, était soumis à une liquation très-ménagée, les saumons étant placés sur la sole en pente d'un fourneau à réverbère. Les premières portions de métal qui s'écoulaient, consistaient, en général, en un alliage de plomb et d'étain. On obtenait ensuite de l'étain pur, et enfin un alliage d'étain et de cuivre. La partie infusible de l'alliage consistait en une carcasse spongieuse et cristalline, renfermant beaucoup de cuivre et peu d'étain. Elle était traitée, à son tour, comme du cuivre noir, par les méthodes ordinaires de l'affinage. L'étain plombeux et l'étain cuivreux pouvaient être livrés immédiatement au commerce; le premier, pour les besoins des potiers d'étain ; le second, pour la fabrication du bronze lui-même.

En combinant les procédés de Fourcroy et de M. Bréant, on aurait, en pareil cas, des résultats prompts et avantageux.

FONTE EN SABLE. — MÉDAILLES ET MONNAIES.

2748. Pour les menus objets, le bronze est fondu au creuset, et coulé dans des moules en sable. Ces moules se font toujours dans les fonderies de Paris, au moyen du sable argileux de Fontenay-aux-Roses. Ce sable est jaune, mais il devient bientôt noir, par suite du mélange continuel du charbon en poudre, que l'on emploie pour saupoudrer les moules.

On écrase le sable, au moyen d'un rouleau, on l'humecte légèrement et on procède au moulage. Celui-ci s'exécute, comme le moulage en coquille de canons, c'est-à-dire, au moyen de deux châssis repairés par trois points. On remplit le châssis inférieur de sable battu, que l'on couvre de charbon en poussière, pour empêcher l'adhérence du modèle. On enfonce à moitié d'épaisseur, le modèle qui est en bois ou en métal, et on met en place le second châssis. On recouvre la partie du modèle qui est à découvert, et la surface elle-même, d'un peu de charbon, dont l'excès est chassé au moyen d'un soufflet à main. Enfin, on remplit le second châssis de sable battu au maillet.

On a eu soin de placer, en même temps que le modèle et de la même manière, des verges en laiton qui aboutissent au modèle par un bout et à l'extrémité du châssis par l'autre. L'une d'elles sert à former un tuyau par lequel on coule le métal ; c'est le *jet*. Les autres

servent à donner issue aux gaz ou vapeurs : ce sont les *évents*. Le charbon employé pour prévenir les adhérences porte le nom de *ponsif*, il pourrait être remplacé par diverses poussières, qui rempliraient le même objet. Le moulage terminé, on sépare les deux châssis, on enlève le modèle de la pièce, ainsi que ceux du jet et des évents. On répare les défauts du moule, et on assure la libre communication des diverses parties. Enfin, on fait sécher le moule au feu.

Comme exemple de ce genre de moulage, nous donnerons ici ce qui concerne la fabrication des médailles de bronze, en nous laissant guider par le travail de M. Puymaurin fils.

2749. Chacun sait combien les médailles de bronze qui ont été fabriquées par les anciens, ont résisté aux ravages du temps. Leur dureté, la difficulté de leur oxidation, en sont les causes, et l'on a regretté à juste titre, que nous ayons été longtemps forcés de remplacer le bronze par le cuivre rouge, dans cette importante fabrication.

Le bronze peut aujourd'hui être employé, avec la plus grande perfection, à tous les usages numismatiques et monétaires. Non-seulement, on a fabriqué avec cet alliage beaucoup de médailles, mais on s'en est même servi pour les sols mis en circulation dans les colonies.

Il y a peu d'années que la question du monnayage en bronze, a été reprise sérieusement. M. Mongez s'en est occupé avec soin, et a indiqué les procédés qui lui paraissaient les plus rationnels, d'après l'examen des médailles antiques. M. Mongez avait proposé deux méthodes. Dans la première, le monnayage s'opérait à chaud; mais ce procédé présente de telles difficultés, que l'on n'a pu le faire adopter couramment. Dans la seconde méthode, que M. Jeuffroy, après lui M. Chaudet, et en dernier lieu M. Puymaurin fils, ont adoptée, le bronze se monnaye à froid, le relief, étant préparé, au moins, pour les masses, par un moulage préalable. Ce procédé, qui a parfaitement réussi, a été décrit avec soin, par M. Puymaurin, qui a mis à profit toutes les ressources de l'art, pour le porter à une perfection, qui laisse peu de chose à désirer aujourd'hui.

2750. Le procédé du moulage des médailles est semblable à celui qui est en usage dans l'art du mouleur. Le sable employé est le même, et les châssis de même forme; on doit leur donner une dimension moyenne, et aussi peu d'épaisseur que peut le comporter la ténacité du sable; on doit éviter de trop le tasser. Il est aussi convenable que celui des couches extérieures soit d'un grain plus grossier, afin de faciliter le dégagement des gaz et des vapeurs.

Tous les *ponsifs* peuvent être également employés. On peut faire usage d'os calcinés, du ponsif ordinaire des fondeurs, et du mélange de ce dernier avec l'ardoise pulvérisée. Cependant, le premier doit être préféré, parce qu'étant entièrement soluble dans l'acide hydrochlorique, le nettoyage des médailles devient extrêmement facile.

Dans la fabrication des médailles, les moindres défauts de fonte

ne pouvant être réparés, le fondeur doit connaître et compenser le retrait de chaque pièce. La nature de son alliage doit être telle, qu'indépendamment des propriétés qui assurent sa durée, il puisse couler assez facilement, pour bien prendre les empreintes ; il doit posséder assez de malléabilité, pour que la fabrication n'altère pas les coins, et assez de dureté, pour offrir une résistance convenable au frottement. Une longue pratique, éclairée par la théorie, et de nombreuses observations, peuvent seules guider à ce sujet.

e jet se pratique ordinairement avec un *ébranchoir*, mais comme les sables sont alors raboteux sur toute sa surface, et que leur adhérence en est diminuée, la matière en entraîne une petite partie ; il est donc plus convenable de sacrifier le premier châssis et de faire un modèle de jet. Pour l'obtenir, on prépare avec soin le jet dans le premier châssis, et on y coule un alliage de plomb et d'antimoine. On obtient ainsi un modèle assez dur, pour résister au moulage, et s'adaptant parfaitement aux médailles.

On pratique un *évent* à chaque moule, en plaçant un fil de fer ou de plomb entre les deux châssis ; on le retire quand le moule est achevé.

Le jet doit être proportionné à la capacité des moules. son épaisseur n'influe en rien sur la pression exercée par le métal fluide : cette pression n'a lieu qu'en raison de la longueur. Il est important de ne pas trop le rapprocher des médailles, et de donner aux différents conduits une forme plutôt large qu'épaisse. Ces conduits qui partent du jet, et qui communiquent avec les médailles; peuvent être disposés de deux manières, soit dans la partie inférieure, en forme de syphon; soit dans la partie supérieure des pièces. Le bronze, introduit par la partie inférieure, reprenant son niveau, remonte dans toutes les parties du moule ; il laisse aux gaz une issue plus facile ; il est moins en contact avec eux, et ne peut, dans aucun cas, déranger les sables. Cette disposition des conduits devrait être adoptée, pour la fonte des médailles, si le bronze coulé dans ces moules au degré de température convenable, offrait des résultats satisfaisants ; mais le métal, refroidi par les circuits qu'il est obligé de parcourir, ne remonte bien que lorsqu'il est coulé à une température très-élevée; circonstance qui rend le plus souvent les médailles poreuses et *piquées*. L'introduction du bronze, par la partie supérieure, pouvant être faite à une température beaucoup plus basse, ne présente pas ces inconvénients ; avantages, qui compense ceux que la disposition précédente paraissait offrir.

2751. Quelque parfait que soit le moulage, la médaille obtenue ne serait jamais parfaitement identique avec celle qui a servi à faire le moule. Lorsqu'on y verse le métal, il a un degré de chaleur considérable ; il est à son maximum de dilatation au moment où il se fige et prend l'empreinte ; mais à mesure qu'il se refroidit, il éprouve une contraction, qui devient fort apparente quand ces médailles sont

placées sous le coin. La pression du balancier la fait encore mieux ressortir, et toutes les médailles sont *doublées*, c'est-à-dire, qu'elles offrent le double contour du moule et des coins.

L'effet du retrait doit donc être compensé. On y parvient en appliquant sur les modèles un corps étranger. M. Jeuffroy qui, le premier, a essayé de compenser ce retrait, s'est servi avec succès d'une feuille de plomb laminé, qu'il faisait adhérer au modèle au moyen du frottement. Ce procédé, trop compliqué pour être à la portée des ouvriers, a été remplacé avec avantage par l'étamage des modèles, perfectionnement dû à M. de Puymaurin. La couche d'étamage, quoique très-mince, suffit pour compenser le retrait; les masses se trouvent parfaitement disposées; les contours sont assez flous, pour ne pas conserver la forme du moule après la pression, et assez marqués, pour qu'il soit facile au monnayeur de faire rengraîner les médailles. Cet étamage a non-seulement pour but de compenser le retrait, mais encore, de faire disparaître les petits détails. Le moulage n'est destiné qu'à ébaucher grossièrement les médailles; aucun contour ne doit être arrêté; les détails doivent être confus, la pièce moulée offrant à l'œil une masse imparfaite que les coins perfectionneront. Les médailles n'ont ainsi d'autres concours que ceux que leur imprime le balancier.

2752. La fonte s'opère au creuset et sur de petites quantités. On peut employer deux espèces de fourneaux, celui à courant d'air et celui à soufflet; cependant, ce dernier est préférable, parce que le coup de feu est plus vif, et que la fusion s'opère dans un temps beaucoup plus court; une fonte de 4 à 5 kilogrammes ne doit durer que douze à quinze minutes.

Le bronze doit être versé dans les moules à une température moyenne, que l'usage apprend à distinguer : trop froide, la fonte est pâteuse, coule mal, et ne prend qu'imparfaitement les empreintes des moules; trop chaude, elle agit fortement sur l'humidité des sables, et opère un dégagement subit de gaz ou vapeurs qui ne trouvant pas d'issue, occasionnent des soufflures dans le bronze.

Voici les principaux caractères, d'après lesquels on peut juger de l'état de la fonte : à la température convenable, le bain est d'une couleur blanc terne; une couche d'oxide couvre la surface; elle est assez unie. Quelques fentes, çà et là, laissent apercevoir le métal qui est d'un blanc assez éclatant. A un degré de chaleur trop bas, la couche d'oxide est mamelonnée et d'une couleur terne; à une température trop élevée, l'oxide entre en fusion et le bain est d'un blanc éclatant.

Aussitôt que le bronze est introduit dans les moules, on se hâte de les ouvrir pour en retirer les médailles et les plonger dans l'eau; cette trempe augmente la malléabilité et évite un premier recuit: dans cet état, elles acquièrent facilement le fini par l'effet des coins et du balancier.

2753. Le monnayeur doit mettre une grande attention en plaçant,

entre les coins, des pièces qui ne rengrennent d'abord qu'imparfaitement. Mais, dès la première pression, les coins prennent leur assiette, et le rengrenage n'offre plus de difficulté. Cette première pression doit terminer à peu près la médaille ; les suivantes ne sont données que pour faire disparaître les petits défauts, qui pourraient encore exister. Les médailles ne reçoivent en général, que deux à quatre pressions. Chaque pression, se composant de plusieurs coups de balancier, est suivie d'un recuit qui détruit l'écrouissage du bronze et de la trempe qui le ramollit.

C'est alors que les médailles sont soumises à une dernière opération ; celle du bronzage, qui consiste à remplacer leur éclat métallique, par une couche d'oxide, uniformément repandue sur leur surface.

Le bronzage des métailles est destiné à leur donner immédiatement l'aspect particulier qu'elles acquièrent à la longue et qui est connu sous le nom de *patine antique* ; l'art ne peut encore l'imiter entièrement ; mais pourtant, ses procédés ne sont pas sans analogie avec ceux de la nature. Les médailles antiques sont recouvertes d'une couche plus ou moins épaisse de protoxide de cuivre. On le produit aussi dans le bronzage artificiel, en faisant bouillir les médailles dans un mélange d'hydrochlorate d'ammoniaque et d'acétate de cuivre. La surface des médailles s'oxide, et l'intensité de la couleur est proportionnelle à la couche de protoxide de cuivre, qui s'est produite pendant l'opération. Les bronzes trop chargés d'étain, prennent mal la patine ; mais on réussit bien, quand il entre du zinc dans l'alliage, et qu'on frotte la pièce avec du sable chargé d'un sel cuivreux. Il se dépose du cuivre en couche mince à la surface de la pièce, et le bronzage s'en effectue beaucoup mieux.

2754. Le bronze propre à la fabrication des médailles, peut varier dans des limites fort larges. Pour 100 de cuivre, on peut y faire entrer de 4 à 17 d'étain, sans que le travail en soit entravé. Cependant, on a trouvé que l'on réussissait mieux avec 7 ou 11 d'étain. On peut remplacer 2 ou 3 centièmes d'étain, par une égale quantité de zinc. L'alliage quaternaire des Keller, l'alliage ferreux de M. Dussaussoy, offrent les mêmes résultats.

—

CHAPITRE XVII.

Fabrication du bronze doré.

Mémoire *sur l'art de dorer le bronze*; par M. d'Arcet. Paris, 1818.

2755. Pour compléter les deux chapitres qui précèdent, il reste à examiner les procédés en usage, pour la dorure du bronze. Nous avons déjà donné (2179) la composition de l'alliage le plus propre à cet objet, et l'on a vu que loin d'être un véritable bronze, ainsi que

son nom l'exprime, c'était, au contraire, un laiton proprement dit, ou du moins, un alliage quaternaire, contenant à la fois de l'étain, du zinc et du plomb.

Cet alliage est doré au moyen d'un amalgame d'or que l'on applique sur la surface, et dont on chasse ensuite le mercure par l'action du feu. Pour rendre plus facile l'adhérence de l'amalgame d'or, on commence par amalgamer la surface cuivreuse, à l'aide d'une dissolution de nitrate de mercure que l'on y étale avec soin. Le mercure précipité par les métaux qui font partie du bronze, se combine immédiatement avec eux, et forme un amalgame en couche mince et uniforme, qui sert à faciliter l'application de l'amalgame d'or.

La théorie de ce procédé n'a donc rien de difficile, mais les détails de son exécution présentent quelques particularités dignes d'attention.

On conçoit fort bien, par exemple, que des ouvriers, exposés sans cesse à manier des dissolutions mercurielles, et à en respirer les vapeurs, soient exposés à tous les accidents fort graves qu'entraîne l'absorption de ce métal, dans la circulation. Un prix proposé par un ancien fabricant de bronzes dorés, M. Ravrio, et remporté par M. D'Arcet, est devenu de la part de cet habile chimiste, l'occasion d'un traité complet de l'art du doreur sur bronze. Il s'agissait d'assainir les opérations de cet art, et M. D'Arcet y est parvenu de la manière la plus satisfaisante.

Il faut obtenir des ouvriers qu'ils évitent de toucher les dissolutions mercurielles; et, en outre, les mettre à l'abri des vapeurs mercurielles ou nitreuses qu'ils sont exposés à respirer. Le premier point ne peut guère se résoudre d'une manière absolue, et demeure confié à l'humanité des chefs de fabrique. Il n'en est pas de même du second, qui s'obtient, sans difficulté, par les excellents moyens de ventilation mis en usage par M. D'Arcet. Des cheminées bien disposées entraînent toutes les vapeurs et maintiennent autour de l'ouvrier un air pur, pendant toute la durée de son travail.

Nous nous écarterions trop de notre objet, si nous décrivions ces appareils. Il nous suffit de les indiquer, nous bornant, ici, à l'examen des procédés, considérés sous le rapport chimique.

2756. L'amalgame d'or se prépare avec de l'or pur réduit en lames très-minces. On le met dans un petit creuset, sur un feu de charbon de bois; on fait légèrement rougir le creuset, on y verse la quantité de mercure nécessaire, et on agite le mélange avec une baguette de fer recourbée en crochet, en laissant le creuset sur le feu; on le retire quelques minutes après, lorsqu'on voit que la combinaison est achevée; on verse alors l'amalgame dans l'eau, on le lave avec soin, et on en exprime, en le comprimant avec les deux pouces contre les parois de la petite terrine où s'est fait le lavage, tout le mercure coulant qui peut ainsi s'en séparer.

L'amalgame qui reste sur les bords inclinés de ce vase, est alors

pâteux, au point de conserver l'empreinte des doigts. On emploie ordinairement pour faire l'amalgame, huit parties de mercure pour une d'or. C'est donc un amalgame avec excès de mercure que l'on produit; car l'on sait que l'amalgame, comprimé dans la peau de chamois, abandonne facilement assez de mercure pour ne plus contenir que :

Mercure. . .	33
Or.	67
	100

M. D'Arcet a analysé de l'amalgame pris chez différents doreurs, et l'a trouvé, en général, composé de :

Or. . . .	9 à 11
Mercure. .	91 à 89

On conçoit que les proportions doivent varier suivant la dorure que l'on veut appliquer sur le cuivre; plus le mercure domine dans l'amalgame, plus la couche d'or qu'il laisse sur la pièce est mince.

Le mercure, qui se sépare de l'amalgame, sous la pression des doigts, contient beaucoup d'or en dissolution; c'est un amalgame avec un grand excès de mercure : on s'en sert, soit pour refaire de nouvel amalgame, soit pour couvrir les pièces de cuivre, qui n'ont besoin que d'être légèrement dorées.

Quoique la préparation de l'amalgame se fasse facilement à une basse température elle n'en est pas moins à redouter pour la santé des ouvriers. On peut éviter de répandre dans l'atelier les vapeurs de mercure qu'elle donne, en la faisant sous le manteau de la forge, et dans l'endroit où le courant d'air y est le plus rapide.

2757. L'amalgame d'or s'applique sur le bronze, soit au moyen de l'acide nitrique pur, soit au moyen de cet acide tenant en dissolution un peu de mercure, et alors on opère de la manière suivante :

On se procure une petite fiole pouvant contenir, étant pleine, 120 grammes d'acide nitrique à 36°; on y met 110 grammes de cet acide, et on marque en dehors, sur le col de la fiole, la hauteur à laquelle s'élève l'acide, en y faisant un trait avec une pierre à fusil, une lime ou un diamant.

On prend une bouteille à large goulot, pouvant contenir six ou sept litres, on y met 5 kilog. 600 grammes d'eau, et l'on marque également la hauteur à laquelle s'élève ce liquide.

Ces deux bouteilles, ainsi jaugées, simplifient la préparation de la dissolution mercurielle, qui se fait alors comme il suit :

On pèse 100 grammes de mercure, on le met dans la grande bouteille qui doit être bien lavée et séchée; on emplit la fiole d'acide nitrique pur à 36°, jusqu'à la marque tracée sur le col, et on le verse dans la bouteille qui contient le mercure. On renverse la fiole en introduisant son col dans le goulot de la grande bouteille; on l'y

laisse renversée en place de bouchon, pour qu'elle s'y égoutte bien. La grande bouteille, ainsi couverte, est portée sous le manteau de la forge. Le mercure se dissout très-promptement, sans le secours de la chaleur. Lorsque la dissolution est complète, on enlève la fiole, et on la lave à plusieurs reprises avec de l'eau distillée que l'on verse dans la grande bouteille.

On finit de remplir cette dernière avec de l'eau distillée, jusqu'à la marque dont nous avons parlé; on la bouche, et on l'agite en tous sens pour opérer le mélange.

Lorsqu'on se sert de cette liqueur pour appliquer l'amalgame sur le bronze, elle contient assez d'excès d'acide, pour agir sur le cuivre en le décapant, et pour aider ce métal à décomposer la solution mercurielle; mais cet excès d'acide n'est pas assez grand, pour donner naissance aux vapeurs rutilantes et délétères que respirent les ouvriers, qui se servent d'acide nitrique pur, pour appliquer l'amalgame sur le bronze.

Cette préparation ne marquant que 3° à l'aréomètre de Baumé (1020, pesanteur spécifique), et ne contenant d'ailleurs en dissolution, qu'un sel avec un faible excès d'acide, n'attaque pas les mains et n'en désorganise pas la peau, ce qui arrive toujours, lorsque les doreurs emploient l'eau forte pure.

Cette dissolution mercurielle ne peut être employée que pour dorer le bronze brut. Pour dorer le bronze qui a déjà reçu une couche de dorure, il faut la fortifier en y ajoutant quelques gouttes d'acide nitrique pur.

2758. La pièce de bronze que l'on veut dorer, doit être recuite en sortant des mains du tourneur et du ciseleur, qui en ont terminé le dessin ou la gravure; l'ouvrier doreur recuit la pièce, en la posant sur des charbons de bois allumés, et en l'entourant de charbon, et surtout de mottes à brûler, qui donnent un feu plus égal et moins vif. Il a soin que les parties minces de la pièce ne se chauffent pas plus que les parties épaisses. Lorsque la pièce est portée à la chaleur rouge cerise, l'ouvrier enlève le combustible qui l'entoure, prend la pièce avec précaution et la met à refroidir à l'air, et lentement.

Les doreurs pensent que le recuit n'a d'autre but que de nettoyer, de dégraisser la pièce, et de rendre plus facile l'application de l'amalgame à sa surface. Ils attribuent la belle couleur que prend la dorure à ce nettoyage parfait. Comme pendant le recuit, une partie du zinc contenu dans l'alliage superficiel de la pièce se brûle, M. D'Arcet pense avec raison, que la surface de la pièce est ramenée, plus ou moins, à l'état de cuivre rouge, prend mieux la dorure, et lui donne une belle couleur. L'alliage, n'ayant changé de proportions qu'à la surface de la pièce, celle-ci conserve l'avantage que lui donne sa densité, et ne s'imbibe pas d'amalgame d'or, comme le ferait une pièce coulée en cuivre pur.

2759. Lorsqu'on a fait recuire la pièce de bronze, il faut enlever de

sa surface la couche d'oxide qui s'y est formée. On emploie différents procédés pour produire cet effet.

On trempe la pièce dans un baquet rempli d'acide sulfurique ou d'acide nitrique très-étendu d'eau, que l'on nomme *eau seconde*; on l'y laisse assez de temps, pour que la couche d'oxide soit bien dissoute, ou au moins délayée; et on l'y frotte avec une brosse rude. Lorsque la pièce est bien décapée, on la lave et on la fait sécher. Sa surface est encore irisée. On la trempe alors dans l'acide nitrique à 36° de l'aréomètre de Baumé (1,333, pesanteur spécifique), et on la frotte avec un pinceau à long poils, dans une terrine. Cette opération met le métal à nu, mais pour lui donner tout l'éclat métallique, on passe enfin la pièce dans un bain d'acide nitrique à 36°, auquel on ajoute un peu de suie ordinaire et de sel marin.

L'acide sulfurique n'est pas employé dans tous les ateliers de doreurs, pour commencer le dérochage. Nous avons dit qu'on s'y servait aussi, pour produire cet effet, d'acide nitrique étendu. Il est même quelques ouvriers qui emploient de l'acide nitrique plus concentré; ils en couvrent alors la pièce recuite, avec un pinceau à longs poils, en la tournant continuellement, en promenant le pinceau partout, et en peignant ainsi la pièce jusqu'à ce que le cuivre soit bien mis à nu. La pièce est ensuite lavée et passée dans le mélange d'acide nitrique à 36°, de suie et de sel. Dans tous les cas, la pièce étant bien dérochée est lavée avec soin à grande eau, et roulée dans de la tannée, dans du son, ou dans de la sciure de bois, pour la sécher complétement, et pour éviter ainsi, l'oxidation que l'humidité déterminerait à sa surface.

La pièce en sortant du dérochage, doit être parfaitement nette et dégagée d'oxide; le métal y est partout mis à nu, et présente une belle teinte jaune pâle. Sa surface paraît grenue ou légèrement dépolie; si elle était trop unie, l'or n'y adhérerait pas facilement; si elle était trop rayée ou trop fortement dépolie, la dorure emploierait beaucoup d'or et coûterait beaucoup trop cher.

L'acide sulfurique a l'avantage de ne pas produire de vapeurs nuisibles à la santé des ouvriers; il ne risque pas de gâter les pièces qui auraient été oubliées, ou laissées trop longtemps dans le bain d'eau acidulée. L'emploi de l'acide nitrique faible, pour commencer le dérochage, a ces inconvénients, mais le décapage se fait plus vite. Il en est de même de l'acide nitrique concentré, et mis sur la pièce de bronze au moyen d'un pinceau.

L'oxide qui recouvre la pièce à dérocher s'étant formé par la calcination, il est difficile de le dissoudre au moyen d'un acide. Mais en attaquant la couche du métal qui est au dessous, l'oxide se détache et tombe en poudre. L'acide sulfurique seul ne saurait produire cet effet. Il ne peut agir que sur le zinc contenu dans l'alliage, et encore, son action est-elle très-faible.

L'emploi de l'acide nitrique présente plus d'avantage, parce qu'il

peut dissoudre le cuivre, le zinc et le plomb; mais comme il forme avec l'étain, de l'acide stannique insoluble, celui-ci salit la surface de la pièce que l'on ne parvient à nettoyer, comme nous l'avons vu plus haut, qu'en la passant dans un bain composé d'acide nitrique concentré, auquel on ajoute du sel marin et de la suie. On voit que l'emploi de ce dernier bain a principalement pour objet, de dissoudre l'oxide d'étain resté sur la surface de la pièce, et qu'il ne produit cet effet, qu'au moyen de l'eau régale, qui se forme par le mélange de l'acide nitrique avec le sel marin qu'on ajoute, et l'hydrochlorate d'ammoniaque que contient la suie.

2760. Lorsque le bronze est bien déroché ou décapé, et que l'on veut y appliquer l'amalgame d'or, on met cet amalgame dans un plat de terre sans couverte et d'un grain grossier; on trempe un pinceau fait avec des fils de laiton, dans de l'acide nitrique pur étendu d'eau, ou dans la dissolution nitrique de mercure dont nous avons parlé plus haut, et on appuie ce pinceau sur l'amalgame. On le charge ainsi d'une quantité convenable d'amalgame, que l'on porte de suite sur la pièce qu'il s'agit de dorer. On l'y étend avec soin, en trempant de nouveau, si cela est nécessaire, le pinceau, soit dans l'acide nitrique, soit dans la dissolution mercurielle, soit enfin dans l'amalgame, et on couvre ainsi toute la surface du bronze d'une couche égale d'amalgame.

Dès que l'opération est terminée, on lave la pièce, on la fait sécher, et on la porte au feu, pour en volatiliser le mercure. Lorsque cette première couche de dorure ne suffit pas, on lave de nouveau la pièce, et on recommence l'opération; mais alors, il faut ajouter un peu d'acide nitrique pur à la dissolution mercurielle. On continue l'opération comme il a été dit, et on la réitère avec le même soin, deux, trois et quatre fois, suivant la quantité d'or que l'on veut appliquer sur le bronze.

Lorsque la pièce est bien recouverte d'amalgame, le doreur l'expose sur des charbons allumés; il ménage le degré de chaleur, en raison du volume, ou de l'épaisseur de la pièce. Il la retourne, l'échauffe, peu à peu, au point convenable, la retire du feu, la prend au moyen d'une pincette à longues branches, la met dans sa main gauche, qui est garnie d'un gant de peau, épais et matelassé en dessous, et la tourne en tout sens en la frottant, et la frappant à petits coups avec une brosse à longs poils. Il répartit ainsi également la couche d'amalgame.

On continue de la sorte, jusqu'à ce que tout le mercure soit volatilisé, ce qui se reconnaît au bruit que fait une goutte d'eau que l'on jette sur la pièce, et au temps qu'elle met à se vaporiser. L'ouvrier a soin de ne volatiliser le mercure que lentement. Il évite ainsi le déchet qu'il éprouverait, s'il rendait l'amalgame trop fluide à la surface de la pièce; car il s'enlèverait alors avec la brosse. Il pourrait d'ailleurs s'en séparer en décrépitant, si la pièce était portée de suite à

une température trop élevée. L'ouvrier doreur examine bien la pièce qu'il a passée au feu et il en répare les inégalités de dorure et les défauts, en les chargeant de nouvel amalgame, jusqu'à ce qu'il en trouve la dorure parfaite. La pièce, amenée à cet état, est lavée et frottée avec soin au moyen du pinceau de laiton chargé d'eau acidulée avec du vinaigre. On lave la pièce, et on la fait sécher à un feu de mottes.

2761. Si la pièce doit avoir des parties brunies, et d'autres mises au mat, on couvre les parties qui doivent être brunies avec un mélange de blanc d'Espagne, de cassonade, et de gomme délayée dans de l'eau. Cette opération s'appelle *épargner*. On fait sécher la pièce, et on la porte à un degré de chaleur suffisant, pour chasser le peu de mercure qui pourrait encore y rester ; degré indiqué par la couleur que prend la pièce, et par la teinte noirâtre que la cassonade et la gomme, qui commencent à se charbonner, donnent à l'épargne. L'ouvrier retire la pièce du feu, la laisse un peu refroidir et la passe ensuite au *mat*, par un procédé qui sera décrit plus bas. Si la pièce doit être entièrement brunie, on ne la couvre pas *d'épargne*, on la chauffe et on la plonge, lorsqu'elle est encore un peu chaude, dans de l'eau acidulée par l'acide sulfurique. Le doreur lave ensuite la pièce, l'essuie et lui donne *le bruni*.

Le *bruni* s'obtient en frottant la pièce avec des brunissoirs d'hématite ou de pierre sanguine. L'ouvrier trempe son brunissoir dans de l'eau acidulée avec du vinaigre, et frotte la pièce en allant et venant, jusqu'à ce qu'elle présente un beau poli et tout l'éclat métallique. Lorsqu'elle est bien *brunie*, il la lave dans de l'eau froide, l'essuie avec un linge fin, et termine l'opération, en la faisant sécher lentement sur un grillage posé sur un réchaud chargé de braise allumée.

2762. Le mat se donne en couvrant la pièce avec un mélange de sel marin, de nitre et d'alun liquéfiés dans l'eau de cristallisation que ce dernier sel contient ; on reporte la pièce au feu, et on la chauffe, jusqu'à ce que la couche saline qui la couvre devienne homogène, presque transparente, et entre en véritable fusion. On retire alors la pièce du feu, et on la plonge subitement dans l'eau froide, qui en sépare la couche saline, et qui enlève la couche de blanc d'Espagne sucrée et gommée, dont on s'était servi pour *épargner*. On passe alors la pièce dans de l'acide nitrique très-faible, on la lave à grande eau, et on la fait sécher en l'exposant à l'air ou sur le réchaud à sécher, ou même en l'essuyant légèrement avec des linges propres et secs.

Le mélange salin qui sert à donner le mat se compose ordinairement de

Nitrate de potasse.	40
Alun	25
Sel marin. . . .	35
	100

Son action est la même que celle du chlore ou d'une eau régale très-faible. Ce mélange renferme quatre sels : le sulfate de potasse, le sulfate d'alumine, le nitre et le sel marin. Le premier n'agit pas ; le second se décompose en agissant sur les deux autres, et il en résulte ainsi un mélange formé de sulfate de potasse, sulfate de soude, nitrate d'alumine et chlorure d'aluminium. Ces deux derniers corps se détruisent réciproquement, par l'élévation de la température, et donnent de l'alumine, du chlore et de l'acide nitreux. C'est le chlore qui agit. Le mélange devrait donc contenir :

1 at. nitre.	21,4
1 at. sel marin	12,2
2/3 at. alun de potasse. . .	66,4
	100,0

proportions bien différentes de celles qui précèdent, et probablement préférables, si le mat s'obtient par le simple effet auquel on l'attribue.

2765. Lorsqu'on veut mettre une pièce de bronze dorée, en couleur *d'or moulu*, on la frotte avec le pinceau de laiton un peu moins que de coutume ; on la chauffe plus fortement que si l'on voulait la mettre au *mat*, et on la laisse un peu refroidir. On délaie avec du vinaigre la couleur *d'or moulu*, qui est un mélange de sanguine, d'alun et de sel marin. On prend cette composition avec un pinceau, et on en couvre la pièce de bronze dorée, en ayant soin de réserver les *brunis ;* on la met sur des charbons allumés, on active un peu le feu, au moyen d'un soufflet, et on la laisse chauffer, jusqu'à ce que la couleur commence à noircir. La pièce doit être assez chaude, pour que l'eau jetée dessus s'y réduise en vapeur avec bruit. On la retire alors du feu, et on la plonge dans l'eau froide ; on la lave bien, et on égalise la couleur orangée que présente la dorure, en frottant la pièce avec un pinceau imbibé de vinaigre, si elle est unie, et d'acide nitrique faible, si elle est gravée et chargée de ciselure : dans les deux cas, on la lave à grande eau, et on la fait sécher sur un feu doux.

Il n'est pas facile d'expliquer comment ce mélange agit. Toutefois, on peut présumer qu'il contient du sulfate de potasse, du sulfate de soude, de l'acétate d'alumine, du perchlorure de fer et du peroxide de fer. Ce sont ces deux derniers corps qui opèrent. Le perchlorure de fer, en agissant sur le cuivre du bronze, produit du protochlorure de cuivre, et passe lui-même à l'état de protochlorure de fer. Le protochlorure de cuivre, en agissant à son tour, sur le peroxide de fer forme du protoxide de cuivre et du chlorure de fer. C'est le protoxide de cuivre, qui par sa couleur rouge vire à l'orangé, la nuance de la dorure. Il faut considérer cette explication, comme très-incertaine, tant qu'elle n'aura pas été vérifiée par l'emploi direct du perchlorure et du peroxide de fer mêlés et employés seuls.

2764. Lorsqu'on veut donner à la pièce dorée la couleur rouge que présente l'alliage d'or et de cuivre employé pour la fabrication des bijoux, on prend la pièce sortant de la forge, dorée déjà et encore chaude. On l'attache à un fil de fer et on la trempe dans la composition connue sous le nom de *cire à dorer*, qui est formée de cire jaune, d'ocre rouge, de vert de gris et d'alun. On la porte sur un feu de charbon de bois bien allumé, on la fait chauffer fortement, et on favorise l'inflammation du mélange qui la recouvre en jetant quelques gouttes du même mélange sur les charbons ardents; on la tourne à plusieurs reprises sur le feu, de manière que la flamme soit partout également vive. Lorsque toute la cire de la couleur est brûlée et que la flamme s'éteint, on plonge la pièce dans l'eau, on la lave et on la frotte au pinceau avec du vinaigre pur. Si la couleur n'est pas belle et bien égale de teinte, on couvre la pièce de vert de gris délayé dans du vinaigre, on la fait sécher sur un feu doux, on la plonge dans l'eau et on la frotte encore avec du vinaigre pur, ou même avec un peu d'acide nitrique faible si la teinte qu'elle présente est trop noire. On lave enfin la pièce dorée, on la brunit, on la lave encore, on l'essuie avec un linge fin, et on la fait sécher sur un feu doux.

Dans cette opération, on se propose d'abaisser le titre de la dorure et de ramener celle-ci à 750 millièmes environ, titre de l'or des bijoux. On y parvient, en réduisant l'acétate de cuivre de la composition employée. Le cuivre qui en provient s'unit à l'or de la dorure et le ramène au titre cherché d'une manière plus ou moins exacte.

—

CHAPITRE XVIII.

Fabrication du minium et du plomb de chasse.

Fabrication *en grand du minium;* brevet de M. Ollivier; *Brevets expirés*, T. 2, p. 232.

2765. Nous plaçons ici la fabrication du minium, quoique ce produit ne rentre pas entièrement dans le cadre que nous nous sommes tracé dans ce livre. Mais il eût été difficile de l'étudier, avant de connaître tous les détails du traitement du plomb.

En effet, la seule difficulté qu'il y ait à vaincre dans la fabrication du minium, consiste à se procurer du plomb pur et bien exempt de cuivre. Une fois cette difficulté métallurgique vaincue, le reste n'est plus rien. Nous allons décrire le procédé mis en œuvre, pour la production du minium, puis, nous en discuterons les principes d'après des faits certains.

La fabrication du minium est probablement de toutes les industries chimiques, une de celles qui ont fait le moins de progrès. En effet, dans les établissements peu nombreux où ce produit est fabriqué, on

emploie encore aujourd'hui, les procédés qui étaient déjà en usage, il y a un grand nombre d'années.

Cette fabrication qui, malgré la série nombreuse de manipulations qu'elle exige, est assez facile et d'un produit avantageux, serait cependant susceptible de grandes améliorations et de perfectionnements importants.

2766. Voici le mode de fabrication et la marche du travail, dans la fabrique de MM. Roard de Clichy, fabrique montée sur une grande échelle, et qui produit, à elle seule, plus de la moitié du minium qui est livré annuellement au commerce.

La calcination, ou conversion du plomb en protoxide, s'opère dans un four à réverbère à voûte très-surbaissée, dans lequel la flamme pénètre par trois canaux ménagés entre la chauffe et la sole. Après en avoir léché toutes les surfaces, elle va sortir par deux autres canaux, placés vis-à-vis, et communiquant avec la cheminée au moyen d'un conduit.

A cinq heures du matin, le four est mis en feu et chargé de 325 à 350 kilogr. de plomb en saumons. Lorsque ce métal est fondu, l'ouvrier calcineur, armé d'un long ringard ou râble de fer, agite vivement le bain, par un mouvement de va et vient sur toute sa surface. A mesure que l'oxide se produit, sous la forme d'une pellicule irisée, il a soin de le repousser dans le fond du four, et il continue ainsi, jusqu'à ce que tout le plomb soit converti en une masse pulvérulente. A cette époque, l'opération devient plus pénible; on augmente le feu, de manière que tout l'intérieur du four parvienne au rouge cerise. On refoule toute la matière dans le fond du four, en la pressant avec la plaque du râble, pour en exprimer le plomb qu'elle peut contenir encore; puis on la ramène sur la sole, et on la sillonne avec un des angles du râble. On continue ainsi, jusqu'à ce qu'il ne paraisse plus trace de plomb liquide.

Il est indispensable, une fois que le raffinage (1) est commencé, de ne pas le discontinuer; car si, au moment du coup de feu, l'ouvrier cessait de faire manœuvrer son ringard, la surface de la matière éprouverait une fusion très-nuisible, car, elle donne au minium un aspect cristallin, qui le fait vivement repousser et avec raison, par les consommateurs. C'est par le même motif, qu'il est important de ne pas élever la température au dessus du rouge cerise.

Lorsque le plomb paraît entièrement converti en oxide, c'est-à-dire, lorsqu'on n'aperçoit plus de plomb coulant, on fait tomber le feu, et on charge le four, comme on verra plus loin, pour la réverbération.

---

(1) On donne le nom de raffinage, à cette partie de la calcination qui a pour but de convertir en oxide, les dernières particules du plomb.

La calcination exige, à peu près, sept à huit heures, suivant l'adresse de l'ouvrier, et la qualité du plomb; on remarque, en effet, que plus le plomb est pur, plus l'oxidation est prompte et facile. Les plombs, par exemple, d'Angleterre, sont bien plus faciles à travailler que ceux d'Espagne et des mines de France. L'opération commencée à cinq heures du matin, est ordinairement terminée de midi à une heure.

On emploie indifféremment comme combustible, soit le bois, soit le charbon de terre; en modifiant toutefois le foyer du four, suivant qu'on préfère l'un à l'autre. Le charbon de terre est sans contredit plus économique, mais il faut apporter beaucoup de soins et de précautions dans le choix qu'on en fait : il doit être flambant, et le moins sulfureux possible.

Le produit de la calcination demeure dans le four jusqu'au lendemain matin; lorsqu'on veut commencer une nouvelle calcination, on l'enlève au moyen d'une longue pelle de fer, et on le transporte au moulin à laver.

2767. Voici la disposition de la laverie.

Dans un baquet ou cuvier en bois fort, de trois pieds et demi de hauteur, sur deux pieds et demi de largeur, on monte un moulin à broyer : la meule inférieure ou gisante, forme le fond du cuvier; la meule supérieure est triangulaire, de sept à huit pouces d'épaisseur, et de deux pouces moins large que celle sur laquelle elle tourne; elles sont l'une et l'autre en silex meulière à grain fin. Le cuvier ou l'auge du moulin est percé de deux trous, l'un à la surface de la meule fixe, l'autre du côté opposé, à douze ou quatorze pouces de hauteur. Ce dernier trou communique, au moyen d'une coulotte, avec une bâche en bois, doublée de plomb, de douze à quinze pieds de long sur trois de large, et trois de profondeur. La bâche est divisée par trois ou quatre diaphragmes, qui forment quatre ou cinq compartiments séparés; à leur partie supérieure, on ménage une petite ouverture de quatre pouces de largeur sur deux de hauteur, pour l'écoulement de l'eau. On a soin de placer ces échancrures diagonalement, afin de tourmenter le liquide le plus possible. A l'extrémité de la bâche, on ajoute un tuyau de plomb, qui se rend dans un baquet enfoui en terre au dessous du moulin, et dans lequel une pompe aspirante est placée, de manière à déverser l'eau qui s'y rend, dans l'auge du moulin.

Le trou de la partie inférieure de l'auge est constamment fermé par une bonde, et ne sert que lorsqu'on veut enlever les résidus du lavage, qu'on reçoit dans un petit baquet destiné à cet usage.

Si l'on a saisi la disposition de l'appareil que nous venons de décrire, on conçoit facilement la marche de l'opération qui a pour objet, non-seulement de broyer le protoxide de plomb ou massicot, mais encore de le séparer du plomb métallique auquel il est mélangé; car, quelques soins qu'on apporte à la calcination, il y a toujours

une certaine quantité de plomb qui n'est pas oxidée, et qui varie, ordinairement, du dixième au douzième de la masse totale.

On commence par remplir d'eau le moulin, les différents compartiments de la bâche, et les deux tiers du réservoir inférieur, puis on met le moulin en mouvement; une manivelle adaptée au sommet de son axe, fait fonctionner la pompe en même temps. Alors, et par pelletées, on y verse environ cent cinquante à cent soixante kilog. de matière, à mesure qu'elle est broyée, le massicot, plus léger que le plomb, s'en separe, reste en suspension dans l'eau, est entraîné par elle et se dépose successivement dans les diverses cases de la bâche, par degrés de finesse. Dans les dernières, le dépôt est à peu près nul, de sorte que l'eau, reprise par la pompe et versée de nouveau dans le moulin, est parfaitement limpide.

Tant que le liquide, qui est dans le moulin, offre une teinte jaunâtre, on laisse marcher; mais dès qu'on s'aperçoit qu'il commence à noircir, on arrête la pompe; on ouvre la bonde, et l'on reçoit le résidu dans un baquet. Ce résidu n'est autre chose que le plomb métallique, dont nous avons déjà parlé, et qu'on appelle dégrenage. On le remet au four pour être calciné de nouveau. Cinq quarts d'heure ou une heure et demie, suffisent ordinairement pour faire une lavée, c'est-à-dire, pour débiter cent cinquante à cent soixante kilogrammes de massicot.

Lorsque la première case de la bâche est pleine, on enlève le massicot qu'elle contient, pour le porter au séchoir, c'est ordinairement le dessus du four à calciner qu'on dispose à cet effet; il suffit pour cela, d'élever tout autour un parapet de sept à huit pouces de hauteur, au moyen de quatre pièces de bois fortement unies à mortaise, et liées entre elles par deux tringles de fer pour maintenir l'écartement. On verse dans cette espèce de bassin, le massicot liquide, et au bout de deux ou trois jours au plus, il est suffisamment desséché, sans dépense de combustible.

Si l'on veut simplement se procurer du massicot, on continue la dessiccation; lorsqu'elle est complète, on l'écrase et on le passe au tamis.

Mais la fabrication du massicot est extrêmement restreinte; cependant, quelques fabricants l'emploient au lieu de minium, dans la fabrication des cristaux et des couvertes de poteries. C'est surtout dans la confection du mastic de Dihl qu'on en emploie le plus.

2768. Si l'on veut convertir le massicot en minium, on n'attend pas que la dessiccation soit terminée; la suroxidation, est bien plus facile, dit-on, lorsqu'il est encore un peu humide. Dans cet état, on l'enlève du séchoir avec une pelle, et on le place dans des cuvettes en tôle de fer d'un pied carré, sur quatre à cinq pouces de profondeur; chaque cuvette peut en contenir de vingt-cinq à trente kilogrammes. On procède alors à la seconde calcination; qui est particulièrement désignée sous le nom de *réverbération*.

Ainsi que nous l'avons dit plus haut, lorsque la calcination du plomb est terminée, l'ouvrier, après avoir égalisé avec son râble le produit de cette opération, sur la sole du four, dispose celui-ci pour la réverbération. A cet effet, il y enfourne environ dix-huit à vingt cuvettes, en les superposant jusqu'à la voûte.

Pour que la réverbération réussisse, il est des précautions indispensables à prendre, il faut enlever, autant que possible, tout accès à l'air extérieur; c'est dans ce but qu'on ferme le registre de la cheminée, et les portes du cendrier et du foyer, ainsi que celle de l'ouverture par laquelle manœuvre l'ouvrier.

Le lendemain, pour procéder à une nouvelle calcination, on enlève les cuvettes qui renferment alors un produit d'une couleur rouge déjà assez intense, qui prend le nom de *minium un feu*. C'est un mélange de protoxide et de deutoxide. On le passe dans une espèce de blutoir composé de deux cylindres placés l'un dans l'autre; ils sont en tôle et percés de petits trous dont les aspérités sont à l'intérieur : ces trous sont plus petits dans le cylindre extérieur.

Ainsi pulvérisé, le *minium un feu* est réverbéré de nouveau, c'est-à-dire, mis dans les cuvettes et passé au four, comme la première fois. C'est alors le *minium deux feux*, ou minium du commerce. Il arrive quelquefois, que pour obtenir un minium d'une nuance plus foncée, on le soumet à un troisième feu, mais il en résulte peu d'avantage; car, après les deux premières réverbérations, les autres n'augmentent que fort peu l'intensité de la couleur, et passé la troisième ou la quatrième, on ne peut plus remarquer de changement, quoique l'oxidation continue.

Le moyen le plus sûr pour avoir un minium d'une grande richesse et d'une grande vivacité de couleur, consiste à employer le massicot provenant des dernières cases de la laverie. Comme ce minium est employé dans les travaux de peinture, lorsqu'il a été réverbéré deux fois, on le passe au travers d'un tamis fin à brosses et en toile métallique.

On conçoit facilement qu'il y a bien des choses à rectifier dans ce mode de fabrication. En effet, l'opération, par son intermittence, occasionne une perte énorme de temps et de combustible. Mais, il serait facile d'y remédier, en faisant marcher de front et d'une manière continue la calcination et la réverbération; un four à double voûte suffirait assurément, pour atteindre ce but. La fabrication du minium est un objet assez important, pour qu'il vaille la peine de s'en occuper dans ce sens.

2769. Il existe une autre espèce de minium, connue dans le commerce sous le nom de *mine-orange* ou *mine anglaise*. C'est tout simplement de la céruse réverbérée deux ou trois fois, à la manière du massicot. Par cette douce chaleur, la céruse perd son acide carbonique et laisse du protoxide tellement divisé, que l'on peut le considérer comme étant presque à l'état moléculaire. C'est là, ce qui le

rend éminemment propre à la production d'un minium plus pur et conséquemment plus riche en couleur.

2770. Le minium est un produit d'un intérêt si grand, pour diverses industries, que l'on a quelque sujet de s'étonner du petit nombre d'essais auxquels sa composition chimique a été soumise, et du vague qui règne encore sur sa nature. Cependant, le minium est employé dans la fabrication du cristal et dans celle des poteries, en quantités fort considérables, et sa préparation, réservée autrefois à l'Angleterre, occupe aujourd'hui en France un certain nombre de fabriques qui fournissent des produits d'une qualité parfaite, quand elles prennent les soins convenables dans le choix du plomb dont elles font usage.

Les faits que je vais exposer pourront éclairer les fabricants de minium, sur la marche qu'ils ont à suivre pour obtenir une oxidation parfaite, et leur feront connaître la limite qu'il leur est impossible de dépasser. Ces faits seront mis à profit, sans doute, dans les fabriques où le minium est employé comme substance oxidante, en montrant quelle est la quantité d'oxigène utile que l'on peut en tirer, lorsqu'il se convertit en protoxide.

On pourrait se demander pourquoi, au lieu de griller le plomb métallique, on ne met pas à profit pour la fabrication du minium, les litharges si abondantes qui proviennent de la coupellation des plombs argentifères. Ces litharges sont dans beaucoup de cas ramenées elles-mêmes à l'état de plomb, et versées sous cette forme dans le commerce. On gagnerait donc, en les employant, les frais qu'occasionne cette réduction, et ensuite, ceux que cause le grillage du plomb lui-même.

Mais, outre que ces litharges, presque toujours cuivreuses, fourniraient des miniums d'un mauvais emploi, on va voir que la fusion qu'elles ont éprouvée rendrait la suroxidation très-difficile et fort lente. Elle l'est déjà tellement, avec un massicot bien préparé et d'une ténuité parfaite, qu'il faudrait, sans doute, une grande dépense de force pour ramener la litharge à ce degré de finesse qui est indispensable, pour que sa conversion en minium pût s'exécuter dans l'espace de temps qu'on emploie ordinairement. C'est à cette circonstance, sans doute, qu'il faut attribuer l'emploi, consacré par la pratique, d'un massicot préparé exprès, à la température la plus basse possible.

Le protoxide de plomb chauffé au contact de l'air, à une température peu élevée, change donc de couleur, devient rouge, et se convertit en minium; mais les produits ainsi obtenus varient beaucoup, et les chimistes ne sont pas tous d'accord sur leur nature. On a signalé des faits qui tendent à faire admettre l'existence de plusieurs espèces de minium, et la composition de ce corps a été le sujet d'une controverse qui laisse encore la question en litige.

2771. La bienveillance éclairée de M. Roard, m'ayant permis de

préparer dans ses fours, sur une échelle suffisante, une belle série de miniums obtenus par des grillages de plus en plus prolongés, j'ai saisi cette occasion pour examiner les différences que cette circonstance introduit dans leur composition, et pour faire quelques nouvelles recherches sur la composition réelle de ce produit.

J'ai cherché d'abord, quelle était la quantité d'oxigène absorbé par le massicot, pendant les deux ou trois grillages qu'on lui fait subir pour le transformer en minium du commerce de la plus belle nature. Pour cela, j'ai ramené les échantillons dont je faisais l'analyse, à l'état de protoxide par la calcination, et j'ai mesuré le volume du gaz dégagé.

Le minium obtenu en grillant, à la manière ordinaire, du massicot dans un four à réverbère, pendant vingt-quatre heures, a perdu par la calcination 1,17 pour 100 d'oxigène, en se transformant en massicot pur.

Le même minium grillé une seconde fois pendant le même espace de temps, a perdu 1,22 pour 100 d'oxigène.

Après une troisième réverbération, il a donné 1,36 pour 100.

La couleur de ces miniums était aussi belle que celle des échantillons obtenus, par un grillage prolongé, pendant un temps beaucoup plus long.

Soumis à un quatrième grillage, 100 parties de minium ont fourni pour la calcination 1,50 d'oxigène ; après cinq grillages, il en a fourni 1,55 pour 100.

Enfin, après avoir séjourné pendant huit jours dans le four à réverbère, et avoir subi par conséquent huit feux, il n'abandonnait encore en passant à l'état de protoxide que 1,75 d'oxigène pour 100 de matière employée ; le résidu de la calcination m'a donné 98 de protoxide de plomb pur.

L'extrême lenteur, avec laquelle le massicot absorbe l'oxigène, même lorsqu'il est placé dans les circonstances les plus favorables à cette réaction, paraît dépendre, en partie, des propriétés physiques de cette substance, car, lorsqu'on grille de la même manière de la céruse, la marche de l'opération devient bien plus rapide. La plus belle mine orange, préparée de la sorte, s'obtient par trois grillages seulement, et elle donne par la calcination jusqu'à 2,23 d'oxigène pour 100.

D'après les expériences dont il vient d'être question, on voit que dans les divers échantillons du minium soumis à l'analyse, la quantité totale de l'oxigène unie au plomb varie de la manière suivante :

			Oxigène total.
100 parties de minium.	1	feu.	8,26
» —	2	»	8,30
» —	3	»	8,45
» —	4	»	8,56
» —	5	»	8,61
» —	8	»	8,79
100 parties de mine orange.			9,24

		Oxigène qui se dégage par la conversion en protoxide.
100 parties de minium. . .	1 feu	1,17
» — . . .	2 »	1,22
» — . . .	3 »	1,36
» — . . .	4 »	1,50
» — . . .	5 »	1,55
» — . . .	8 »	1,75
100 parties de mine orange.		2,23

2772. Dans tous ces produits, le massicot, comme on le voit, est loin d'avoir absorbé une demi-portion d'oxigène, et de s'être transformé complétement en un sesqui-oxide de plomb; car, du minium ayant cette composition. devrait abandonner par la calcination, 3.35 pour 100 d'oxigène; mais rien n'annonçait que par des grillages suffisamment répétés, il ne serait pas possible d'opérer en entier cette transformation, et dans la vue d'y arriver plus promptement, je plaçai de la mine orange bien pure dans un tube, et je la disposai de manière que la température étant convenablement élevée.la masse fût continuellement traversée par un courant de gaz oxigene. Lorsque l'opération eut marché pendant quelques heures, le minium ainsi grillé contenait 2,40 d'oxigène pour 100.

Je continuai alors à faire passer de l'oxigène dans l'appareil chauffé à environ 300°, et après quelques heures, je fis de nouveau l'examen du produit; l'absorption de l'oxigène n'avait pas continué, et la composition du minium était restée la même.

D'après cela, il me paraît probable que ce produit est réellement un composé bien défini, et il a suffi, pour s'en convaincre, de le comparer à du minium pur, obtenu par d'autres procédés.

Pour cela, j'eus d'abord recours à la méthode que j'ai indiquée (2203), et qui consiste à dissoudre dans de l'acétate neutre de plomb, tout le massicot qui peut se trouver mêlé au minium. De la mine orange, semblable à celle qui m'avait servi pour les expériences précédentes, a été traitée de la sorte, au point de ne plus transformer en sous-sel, l'acétate neutre dans lequel on la mettait en digestion. Le minium ainsi purifié, perdait 2,51 d'oxigène pour 100 par la calcination.

La composition de ce minium est, par conséquent, la même que celle du produit obtenu par l'action directe du gaz oxigène sur la mine orange.

Une nouvelle quantité de mine orange fut ensuite mise en digestion dans une dissolution concentrée de potasse caustique, qui possède, comme on sait, la propriété de dissoudre le protoxide de plomb, et qui devait, par conséquent, séparer du minium tout le massicot qui pouvait s'y trouver mêlé. Le produit obtenu perdait encore 2,51 d'oxigène pour 100, par la calcination.

D'après ces expériences, il est évident que les produits obtenus,

soit par l'action directe de l'oxigène sur le massicot, soit par la purification de la mine orange à l'aide de l'acétate neutre de plomb, soit enfin, par l'action prolongée d'une dissolution de potasse sur la même substance, constituent un composé particulier et bien constant de plomb et d'oxigène, contenant 3 atomes de plomb pour 4 atomes d'oxigène. En effet, du minium ayant cette composition renfermerait 9,34 pour 100 d'oxigène, et en abandonnerait 2,34 pour se transformer en protoxide. C'est, à très-peu de chose près, le résultat obtenu dans toutes les expériences.

2773. Le minium type est donc un plombate de plomb, dans lequel la base renferme la même quantité d'oxigène que l'acide; sa formule étant $2 Pb O + Pb O^2$. Il est clair que tous les miniums du commerce sont essentiellement formés de cet oxide salin, et en l'admettant, les divers échantillons dont il a été question plus haut, auraient la composition suivante :

		Minium réel.	Protox. mêlé.
Minium. . . .	1 feu.	50,	50.
	2 »	52,1	47,9
	3 »	58,1	41,9
	4 »	64,1	35,9
	5 »	66,2	33,8
	8 »	74,8	25,2
Mine orange. . .	3 »	95,3	4,7

D'où il faudrait conclure que, dans l'état actuel de l'art, la fabrication du minium laisse encore beaucoup à désirer, tandis que celle de la mine orange approche assez près du résultat théorique, pour qu'on puisse à peine espérer une perfection plus grande.

Pour titrer les miniums, on peut se servir du traitement par l'acide nitrique, et doser l'oxide puce qui reste; ou bien, doser le protoxide dissous, au moyen de la burette, et d'une liqueur contenant des quantités déterminées d'acide sulfurique. Le tableau suivant exprime la composition des divers miniums, sous ce point de vue :

		Oxide puce.	Protoxide.
Minium. . . .	1 feu.	17,4	82,6
	2 »	18,2	81,8
	3 »	20,3	79.7
	4 »	22,4	77.6
	5 »	23,1	76.9
	8 »	26,0	74,0
Mine orange. .	3 »	33,2	66,8
Minium pur.		34,9	65,1

Les conséquences que la pratique pourra tirer de ces recherches, sont heureusement tout à fait indépendantes de la question théorique, de telle sorte, que l'opinion qu'on adopterait plus tard sur la nature réelle du minium pur, ne pourra rien changer aux résultats observés relativement à l'influence des divers feux sur le minium de fabrication courante.

Rappelons, en terminant, que le minium produit par le massicot, renferme toujours du silicate de plomb qui s'oppose d'une manière puissante à la suroxidation totale du massicot. La silice provient de la sole du fourneau qui est en briques et qui se laisse attaquer par l'oxide de plomb, pendant la calcination. Il y aurait certainement un grand avantage à se servir de briques en marne ou à revêtir la sole, au moyen d'un enduit fortement calcaire.

PLOMB DE CHASSE.

PLOMB *à giboyer*, brevet de MM. Akermann et Martin; *brevets expirés*, T. 1, p. 154.

GRANULATION *du plomb à giboyer*; par M. Sautel; *Ann. des mines*, série I, T. 1, p. 501.

FABRICATION *des grenailles, au moyen du plomb d'abstrich, à Freyberg*; par M. Perdonnet; *Ann. des mines*, série 2, T. 2, p. 298.

PLOMB *granulé; Dict. technologique*, T. 16, p. 515; par M. Dufrénoy.

2774. Le procédé qu'on emploie pour communiquer au plomb la propriété de se réduire en petits grains sphériques, a été pendant longtemps secret. Maintenant encore, il est peu connu, et il n'existe que quelques établissemeuts où il soit exécuté. Il serait à désirer pourtant, qu'il fût plus répandu dans les usines à plomb, parce qu'il donne le moyen de faire passer dans le commerce les *plombs aigres*, qui restent dans les fonderies, et qui éprouveraient beaucoup de déchet pour être convertis en *plomb doux*.

Un millième d'arsenic environ, suffit pour communiquer au plomb la propriété de se granuler. On fait tomber dans l'eau les globules de plomb, à mesure qu'ils se forment, pour les isoler. On conçoit que suivant la hauteur de la chute, ils sont plus ou moins solidifiés, en entrant dans l'eau, et que le choc qu'ils éprouvent les déforme plus ou moins; aussi, un grand perfectionnement apporté depuis quarante ans dans cette fabrication, consiste à l'exécuter dans des puits de mines ou des tours abandonnées. La première usine de ce genre, établie en France, a été construite à Paris, dans la tour Saint-Jacques-de-la-Boucherie, où l'on continue ce genre d'exploitation.

J'ai eu l'occasion d'étudier dans cette usine les procédés en usage, pour la fabrication du plomb de chasse, mais il ne m'est pas permis de les faire connaître. J'emprunterai donc au dictionnaire technologique principalement, la description des procédés généralement usités, dans cette curieuse industrie.

La fabrication du plomb de chasse comprend cinq opérations différentes : 1° la *formation du bain de fonte;* 2° le *granulage du plomb;* 3° la *mise d'échantillon;* 4° le *triage*, etc.; 5° le *rodage* et le *lustrage*.

2775. *Formation du bain de fonte*. La quantité d'arsenic qu'on doit ajouter n'est pas encore bien connue ; elle varie suivant la nature du plomb que l'on emploie. On a remarqué que plus le plomb est aigre, et plus il faut ajouter d'arsenic ; la proportion paraît être de 3 millièmes pour le plomb doux, et de 8 millièmes pour le plomb aigre. Ce résultat d'expérience est contraire à l'opinion généralement reçue, que les plombs aigres sont plus faciles à granuler. Ils sont employés de préférence pour cet objet, parce que c'est une manière avantageuse de les verser dans le commerce.

D'après M. Sautel, le plomb doux exige, pour 1,000 kilogr., une quantité de sulfure d'arsenic qui ne dépasse pas 2.5 kilogr.

Quand on emploie un plomb qui renferme 3 p. 100 d'antimoine, il faut, pour 1,000 kilogr., porter la quantité de sulfure d'arsenic à 5 kilogr. environ. M. Sautel pense qu'on ne pourrait pas granuler un plomb plus antimonial, et il a soin de mêler ceux qui sont dans ce cas, avec du plomb pur.

2775. On peut faire le mélange d'arsenic de deux manières ; soit, en préparant un alliage de plomb très-chargé d'arsenic, que l'on ajoute dans le plomb qu'on veut granuler ; soit, en faisant le bain à chaque fonte. La première méthode est employée principalement dans les établissements, où l'on refond de vieux plombs ; la seconde, dans les usines, qui traitent des plombs aigres.

MM. Alkerman et Martin avaient pris, pour la première méthode, un brevet d'importation dont la durée est expirée. Ils faisaient fondre un mille de plomb doux dans une chaudière de fer, et semaient autour des bords, ayant soin de laisser le centre bien net, environ deux pelletées de cendre ou de terre. Ils mettaient dans la partie du milieu, non couverte de cendre, vingt livres d'arsenic. Ils avaient également soin de couvrir la chaudière avec un couvercle de fer, de fermer ce couvercle hermétiquement avec du mortier ou ciment, pour empêcher l'évaporation de l'arsenic, et de faire ensuite un bon feu sous la chaudière, pendant trois ou quatre heures. On coulait le tout dans des moules ou lingots, après avoir écumé le bain, pour retirer la cendre, qui restait sur le bord du plomb fondu.

Après avoir ainsi préparé l'alliage, on fond un mille de plomb doux dans une chaudière de fer, et on y ajoute un lingot de cet alliage. Quand le tout est fondu et mêlé, on en prend avec une écumoire, et on en laisse tomber quelques gouttes dans l'eau ; si elles ne sont pas globulaires, il faut y ajouter une nouvelle quantité d'alliage.

La seconde méthode consiste à ajouter, peu à peu, l'arsenic dans le plomb fondu ; on l'emploie ordinairement, à l'état de réalgar. On opère alors sur 2,000 à 2,400 kilogr. de plomb, qu'on met dans une chaudière en fonte, placée sur un fourneau, qui l'entoure de tout côtés ; et on chauffe graduellement, jusqu'à fusion complète. Il est nécessaire de recouvrir la surface du bain d'une couche de suif, soit

pour empêcher l'oxidation, soit pour réduire l'oxide formé. On brasse le bain, de temps en temps, pour le rendre homogène, et pour exprimer le plomb métallique que les crasses peuvent contenir; on enlève les crasses avec une écumoire. Enfin, on ajoute le réalgar, en ayant soin de brasser le mélange, à chaque addition. La surface du plomb se recouvre d'une crasse que l'on enlève d'abord; les dernières crasses formées sont métalloïdes et portent dans les usines le nom de *crême;* elles servent à faire le *filtre*, à travers lequel il faut que le plomb s'écoule pour se granuler. Si l'on versait simplement le plomb dans une passoire, il se formerait des grains très-allongés, et peu de grains sphériques. Il faut donc que la passoire soit garnie intérieurement d'une matière poreuse, qui puisse s'appliquer exactement contre ses parois, et qui conserve à la température du plomb fondu, une tenacité telle, que ce dernier ne puisse traverser ses pores ni avec trop, ni avec trop peu de vitesse. En ce cas, le plomb se divise en gouttes, et à sa sortie du filtre, il peut se grenailler.

L'ouvrier n'est guidé dans le mélange qu'il doit faire, que par des tâtonnements, qui consistent à examiner la forme du grain. Si les grains sont *lenticulaires*, la proportion d'arsenic est trop grande. Elle est au contraire trop faible, si les grains sont aplatis d'un côté, et s'ils presentent un creux dans le milieu, forme que les ouvriers désignent sous le nom de *coupe*. Enfin, lorsque la quantité d'arsenic est beaucoup trop faible, les grains s'allongent davantage; ils ont encore un creux vers le milieu, et ils forment alors la *queue*.

Les plombs aigres exigent une plus forte proportion de sulfure d'arsenic, parce qu'ils doivent, presque toujours, leur aigreur à la présence de l'antimoine. On peut présumer que ce métal se sulfure aux dépens du sulfure d'arsenic, qui agit alors comme purifiant. Il se forme, sans doute, des sulfures doubles qui produisent les crasses.

Quand on emploie de vieux plombs renfermant de l'étain, on les épure, au moyen du sel ammoniac, qui transforme l'étain en chlorure volatil.

2774. *Granulage du plomb*. Les passoires dont on se sert sont des casseroles en tôle à fond plat, percées de trous qui doivent être parfaitement ronds et sans bavures. Les trous de chaque passoire sont égaux. On a des passoires de différents calibres, suivant la grosseur des grains que l'on veut obtenir. On distingue dix calibres, depuis le nº 0, qui est le plus gros, jusqu'au nº 9, qui est le plus petit. Pour obtenir ces différents numéros, les trous des passoires ont à peu près les diamètres suivants:

Pour le n° 0.	mèt. 0,0050
n° 1.	— 0,0045
n° 2.	— 0,0040
n° 3.	— 0,0035
n° 4.	— 0,0030
n° 5.	— 0,0025
n° 6.	— 0,0020
n° 7.	— 0,0015
n° 8.	— 0,0010
n° 9.	— 0,0005

Le travail s'exécute toujours dans trois passoires à la fois. On les place sur les grilles saillantes d'une espèce de réchaud triangulaire en tôle, placé immédiatement au dessus de la chute ; au bas, se trouve une cuve à demi-pleine d'eau, destinée à recevoir le plomb granulé, à mesure qu'il se forme. Les passoires ne sont pas contiguës, elles sont séparées par du charbon allumé, qui maintient le plomb à la température convenable, et empêche la matière de se figer dans le filtre. La température du bain doit varier avec la grosseur des grains; pour les plus gros, elle doit être telle, qu'un tuyau de paille que l'on plonge dans le bain se roussisse à peine. Il faut apporter le plus grand soin à conserver au plomb la température convenable ; s'il était trop froid, il ne pourrait couler ; les grains se déformeraient en arrivant dans l'eau, si la température du plomb était trop élevée.

La hauteur de la chute varie également avec la grosseur du grain, la congélation du plomb étant d'autant plus rapide que les grains sont plus petits. Avec une chute de 30 mètres, on peut faire depuis le n° 4 jusqu'au n° 9 ; il en faut une de près de 50 mètres, pour les plus forts échantillons.

Tout étant ainsi préparé, l'ouvrier met les crasses qui doivent composer le filtre, dans la passoire, en ayant soin de les presser contre les parois. Il y verse ensuite du plomb, au moyen d'une cuiller en fer. Il ne doit pas en mettre une trop grande quantité ; car si la pression était trop forte, le métal, au lieu de s'écouler dans le filtre, et de tomber lentement, sortirait avec vitesse, et ne donnerait que des aiguilles.

Quand l'opération marche bien, on voit les grains de plomb sortir au dessous de la passoire et se mouler, sur-le-champ, en petites sphères, qui se détachent et tombent avec rapidité. La colonne que forment les grains descend régulièrement, sans confusion ni écart, pourvu qu'aucun courant d'air ne vienne la troubler. La section de la colonne, au bas de la chute, est à peu près la même qu'au point de départ, surtout pour le gros plomb, car le plomb mince est plus sujet à s'écarter.

Au bas de la chute, la vitesse acquise est si grande, que l'eau de la cuve tourbillonne comme si elle était en ébullition. On ne pourrait pas plonger la main dans la colonne tombante et l'y laisser longtemps, car chaque grain cingle sur la peau, comme un petit coup de fouet.

Les grains qui arrivent dans l'eau, en sont retirés à mesure, au moyen d'une poche armée d'un long manche. Ils possèdent tout leur éclat métallique; mais ils le perdent presque à l'instant, au contact de l'air, à cause, sans doute, de l'eau qui les mouille et qui favorise l'oxidation.

On les sèche à l'air libre, à Marseille. A Paris, on les sèche au feu, et dans ce dernier cas, la surface s'oxide tellement, qu'un lustrage devient indispensable.

2775. *Mise d'échantillon.* Les grains qui se forment, en traversant les trous d'une même passoire, ne sont pas tous égaux. Il paraît que le centre étant moins chaud, donne des grains de plus fort échantillon que les côtés de la passoire, constamment entourés de charbon. Souvent, en outre, les trois passoires dont on se sert à la fois ne sont pas de même calibre, de sorte que la cuve renferme des grains de presque tous les numéros. Pour les séparer, on se sert de *cribles* ou *tamis* circulaires, dont le fond formé d'une plaque de tôle mince, est percé de trous de même diamètre que ceux des passoires. Ces cribles sont suspendus, au moyen de deux courroies, au dessus d'une caisse destinée à recevoir les grains qui passent à travers. On en met ordinairement deux au dessus l'un de l'autre; ils doivent être de numéros qui se suivent, comme 1 et 2. On met des grains de plomb sur le crible supérieur et on les agite. Le nº 0 reste alors sur ce crible, le nº 1 sur le crible inférieur, et tous les autres numéros se réunissent dans la caisse. On conçoit qu'en substituant successivement des cribles de différentes dimensions, on parvient à classer très-facilement tout le plomb granulé, suivant sa grosseur.

2776. *Triage.* Dans l'opération précédente, on a séparé les grains suivant leur grosseur; il reste encore à isoler ceux qui ne sont pas ronds, ou qui présentent quelques défauts. Pour arriver à ce but, on se sert d'un plan incliné formé d'une très-longue table garnie de rebords, et sur les côtés de laquelle on a ménagé une rigole. On y verse une poignée ou deux de plomb à trier, et on donne à la table un petit mouvement d'oscillation dans le sens horizontal. Les grains ronds tombent directement dans une caisse destinée à les recevoir, et ceux qui ont des défauts restent sur la table, ou roulent obliquement, en raison de leur forme, dans les rigoles qui les déversent dans une caisse, d'où on les retire pour être refondus.

2777. *Rodage et lustrage.* Après ce triage, il existe encore beaucoup de grains altérés par de légères aspérités, on les enlève au moyen du rodage, opération qui s'exécute en même temps que celle qui a pour but de donner au plomb de chasse un beau poli. L'oxidation que les grains ont éprouvée rendrait, en tout cas, cette opération nécessaire. On se sert pour cela du *rodoir*, petit tonneau octogonal sur la paroi duquel est pratiquée une porte pour faire entrer et sortir le plomb. Il est traversé d'un axe horizontal en fer, portant à ses extrémités des manivelles opposées tournant dans des boîtes en cuivre.

On ajoute dans le rodoir 6 parties de plombagine en poudre, pour 100,000 parties de plomb, et on tourne jusqu'à ce que le plomb ait acquis le degré de poli et de lustre convenable pour être livré au commerce.

On évalue les frais de fabrication pour un millier métrique, à peu près de la manière suivante :

1° Réalgar, 4 kil.	12 fr.
2° Main d'œuvre.	12
3° Bois, 1/3 de corde. . . .	7
4° Graphite.	1
	32 fr.

plus, la réparation des outils, l'entretien de l'établissement ; enfin, une perte de deux pour cent du plomb employé.

CHAPITRE XIX.

Alliages monétaires.

2778. Nous n'avons rien à ajouter à ce qui a été exposé relativement à l'usage du bronze, pour la fabrication des monnaies ; nous n'avons rien à dire du cuivre sous ce rapport, nous traiterons seulement ici des monnaies d'or et d'argent.

Le but principal que l'on se propose dans la fabrication des monnaies d'or et d'argent, consiste à n'y faire entrer qu'un seul de ces métaux précieux, et à exclure l'autre avec le plus grand soin. Les procédés de l'affinage l'atteignent, dans l'état actuel des choses, d'une manière absolue.

Les métaux étant pure, il faut les convertir en un alliage parfaitement constant dans ses proportions. On est forcé de faire cet alliage à cause de la mollesse de l'or et de l'argent purs ; l'addition du cuivre les durcit. Aujourd'hui, on exige que les monnaies renferment des quantités fixes d'or ou d'argent, sans accorder, comme autrefois, quelques millièmes de tolérance. Cet usage, récemment adopté en France, sera imité plus tard, sans doute, dans les autres pays. Pour le moment, les titres légaux des monnaies des diverses nations sont fort variables, et, en général, ne sont réalisés que d'une façon plus ou moins approximative. On trouvera plus loin une table générale de ces titres, ainsi que des poids et de la valeur des diverses monnaies.

Nous allons décrire rapidement, les procédés mis en usage dans la fabrication des monnaies.

Les métaux, convenablement divisés en fragments pour en faciliter la fonte, sont mis dans des creusets, et lorsque la matière est bien fondue et brassée, l'essayeur prend la goutte, c'est-à-dire qu'il en-

lève une petite partie du métal liquide, pour s'assurer si le titre est exact.

Cela fait, on le coule dans des lingotières; ce sont des vases en fonte très-épais, qui s'ouvrent en deux mâchoires, à la manière des appareils à faire des gauffres. Chaque lingotière est creusée d'un sillon longitudinal, d'environ 15 pouces de long, dans lequel on verse le métal; l'épaisseur des parois est nécessaire, pour que le refroidissement soit régulier, afin d'éviter les soufflures. L'air se dégage et cède la place au métal, à l'aide de rigoles qui font de petites rebarbes le long de la piece, qui a la forme d'une lame épaisse d'environ 3 lignes. On ouvre de suite la lingotière; le métal solidifié, mais encore rouge, tombe à terre, et l'on en verse de nouveau. Ordinairement, il y a cinq à six lingotières semblables, que deux ouvriers emplissent tour à tour, en y apportant le métal liquéfié; ils se servent de cuillers, avec lesquelles ils puisent dans le creuset, et passant successivement d'une lingotière à l'autre, l'opération marche avec rapidité.

Toutes les lames sont enlevées avec des pinces, et réunies en un tas ou faisceau, pour les laisser refroidir. On coupe ensuite les rebarbes, et on porte les lames au laminoir. Trois ou quatre laminages réduisent la lame à une ligne et demie d'épaisseur; l'effort est énorme, et souvent, il suffit pour rougir le métal. On recuit alors la lame, qui sans cela deviendrait fragile. On lamine de nouveau, et enfin, on arrive à donner a la lame l'épaisseur strictement nécessaire à la suite de l'opération.

Dans le laminage, la pièce de métal ne s'élargit pas sensiblement; elle s'allonge seulement. On a donc eu soin, en la fondant, de lui donner la largeur voulue, pour qu'on puisse y tailler la pièce, mais en évitant un excès de largeur qui donnerait un déchet de fragments qu'il faudrait reporter à la fonte. L'excès contraire offrirait un inconvénient pire, parce qu'on n'y trouverait pas la largeur de la pièce. La lingotière est donc construite en conséquence, pour que la lame excède un peu le diamètre de la pièce. Cette lame est ensuite blanchie, en la plongeant dans une eau acidulée par l'acide sulfurique, qui se charge de sulfate de cuivre; ensuite, on essaie de nouveau le titre.

Comme il est indispensable que la pièce ait une épaisseur bien exactement déterminée, sous peine de former ensuite des monnaies trop légères ou trop pesantes, on donne aux cylindres l'écartement nécessaire, à l'aide d'un petit mouvement de vis, qui change la distance des axes, comme on veut.

C'est dans ces lames qu'avec un emporte-pièce, on taille les flans; on nomme ainsi les disques métalliques qui doivent former les pièces de monnaies. Si la lame présente des soufflures, on les laisse de côté; on les remet ensuite à la fonte.

Dans cet état, chaque flan est pesé; tout ce qui est au dessous du

poids, est rebuté et fondu ; ce qui est au dessus de ce poids, est affaibli en enlevant un copeau, et soumis de nouveau à la pesée.

2779. Il ne reste plus pour achever la pièce de monnaie, qu'à la frapper. On la marque d'abord du cordon, opération qu'on fait avec une machine appelée machine à tranche, puis on la marque sur ses faces, en la faisant frapper par le balancier.

C'est alors que l'on prend quelques pièces au hasard, pour vérifier si elles satisfont aux conditions légales de poids et de titre. Les commissaires désignés par le gouvernement, ont suivi toutes les opérations pour s'assurer si, par fraude, on n'aurait pas mêlé au tas de monnaies, quelques pièces étrangères à la fonte ; si l'alliage des métaux s'est fait avec régularité, etc. ; et en éprouvant quelques pièces seulement, on a la garantie que toutes sont dans les mêmes conditions de titre et de poids. Ce sont ces pièces que la commission centrale doit juger, et qu'on lui envoie.

Chaque pièce porte deux marques de convention, l'une qui est celle de la monnaie, l'autre du directeur ; celles-ci changent avec les lieux et les temps. Les coins sont gravés à la commission de Paris ; ils servent pour toute la France, en sorte que les monnaies frappées dans tous les hôtels, sont identiques, quant au titre, au poids, aux diamètres et aux empreintes ; mais on ajoute à chaque coin la marque spéciale de la monnaie et du directeur, et lorsqu'il y a mutation dans le personnel, celle-ci est changée.

Toutes les opérations du monnayage sont exécutées par des machines qui abrègent le temps ou multiplient les forces. Le laminoir, la machine à cordonner, le balancier, l'emporte-pièce, sont les principales. A Londres, ces effets sont produits par des machines à vapeur qui donnent le mouvement à toutes les parties. En France, elles ne sont employées qu'au laminage ; le balancier marche sous l'effort des bras des hommes ; la machine à cordonner est aussi manœuvrée à la main ; elle exige peu de force.

2780. Voici le tableau général des monnaies connues, où l'on a réuni leur titre, leur poids et leur valeur.

	MONNAIES D'OR ET D'ARGENT.	TITRE de chaque pièce.	POIDS de chaque pièce.	VALEUR sans les frais de fabrication et d'affinage. du kilogr.		de la pièce.		VALEUR de la pièce droite de poids et de titre.	
	Angleterre.								
			gr.	fr.	c.	fr.	c.	fr.	c.
OR.	Guinée de 21 schellings. . .	915	8.34	3142	52	26	21	26	47
	Demi-guinée.	915	4.14	3142	52	13	01	13	24
	Un quart.	915	2.02	3142	52	6	33	6	62
	Un tiers, ou 7 schellings. . .	915	2.76	3142	52	8	67	8	82
	Souverain de 20 schellings, frappé en 1817.	915	7.97	3142	52	25	05	25	20
	Demi-souverain de 10 schellings. (Id.).	915	3.98	3142	52	12	51	12	60
ARG.	Crown, ou couronne de 5 schell.	920	30.	201	38	6	04	6	18
	Demi-couronne.	920	14.98	201	38	3	02	3	09
	Schelling.	920	5.95	201	38	1	20	1	24
	Nouvelle couronne, frappée en 1817.	920	28.22	201	38	5	68	5	81
	Ecu de banque, dit dollar d'Angleterre (1).	892	26.72	195	94	5	24	5	41
	Allemagne.								
OR.	Double ducat de l'empereur. .	980	6.96	3365	76	23	43	23	70
	Ducat simple.	980	3.45	3365	76	11	61	11	86
	Double ducat de Hongrie. . .	984	6.96	3379	49	23	52	23	80
	Ducat simple.	984	3.45	3379	49	11	66	11	90
	Lyons d'or, ou pièces de 14 florins de la Belgique, Brabant et Pays-Bas autrichiens.	917	8.29	3149	39	26	11	26	47
	Souverains de Flandre et des Pays-Bas autrichiens. . . .	915	5.52	3142	52	17	35	17	58
	Pistoles du Palatinat. . . .	898	6.64	3083	50	20	47	20	78
	Pistoles à l'étoile de Hesse-Cassel.	892	6.69	3061	17	20	48	20	82
	Florins de 10 thalers de Brunswick-Wolfenhuttel, jusqu'en 1813 inclusivement, au cheval en course.	901	13.33	3094	43	41	25	41	48
	Florins de 10 thalers. (Id.) depuis 1813.	886	13.30	3039	05	41	25	41	48
	Florins de 10 thalers de Brunswick-Wolfenbuttel-Hanovre, avec la val. de la pièce.	898	13.28	3083	50	40	95	41	48

(1) Ces écus de banque ne sont autre chose que des piastres d'Espagne qui reçoivent une nouvelle empreinte en Angleterre, opération qui en altère légèrement le poids.

	MONNAIES D'OR ET D'ARGENT.	TITRE de chaque pièce.	POIDS de chaque pièce.	VALEUR sans les frais de fabrication et d'affinage. du kilogr.		VALEUR sans les frais de fabrication et d'affinage. de la pièce.		VALEUR de la pièce droite de poids et de titre.	
			gr.	fr.	c.	fr.	c.	fr.	c.
	Albertus de Flandre et des Pays-Bas autrichiens, à la croix de Saint-André.	887	5.08	3042	72	15	46	16	18
	Florins ou carolins du Rbin et Hesse-Darmstadt.	772	9.70	2655	98	25	57	25	91
	Florins de Hanovre.	777	3.24	2653	32	8	60	8	78
	Florins ou demi-maximiliens du Palatinat, de Bavière et d'Anspach.	767	3.21	2618	65	8	41	8	63
	Florins ou tiers de carolins de convention, et de Bade-Dourlach.	758	3.21	2587	49	8	31	8	63
Arg.	Fine silber de Westpbalie, de Jérôme.	995	13.30	217	79	2	90	»	»
	Gros écu du Palatinat. . . .	983	25.92	215	17	5	58	5	78
	Gros écu de Nassau-Weilbourg.	976	25.87	213	64	5	53	5	78
	Ecu de Lubeck (1).	733	27.41	156	49	4	29	4	58
	Ecu vieux de Bareith. . . .	729	19.49	155	50	3	03	»	»
	Risdale de constitution, frappée avant 1753, ou double florin d'Autriche.	872	28.74	189	32	5	46	5	78
	Ecu ou risdale d'espèce de convention de tous les cercles.	833	28.05	180	23	5	06	5	20
	Demi-risdale ou florin. . . .	833	14.02	180	23	2	53	2	60
	Ducaton de Liége.	917	32.29	200	72	6	48	»	»
	Lyons d'argent de la Belgique, Brabant et Pays-Bas autrichiens.	870	32 83	189	53	6	21	6	39
	Florins d'argent. (Id.) . . .	870	9.30	189	53	1	76	1	85
	Ducatons de Marie-Thérèse, de Flandre et des Pays-Bas autricbiens (2).	870	33.30	189	53	6	30	6	49
	Ecu de Brabant, kronen-thaler ou écu de Bavière et Wurtemberg.	870	29.60	189	53	5	61	5	75
	Vingt kreutzers.	581	6.64	121	08	0	80	0	87
	Dix kreutzers.	495	3.82	100	68	0	38	0	45

(1) Quoique le tarif des monnaies ne porte ces pièces qu'au titre de 753, on ohtient communément à l'essai celui de 743.

(2) Ces ducatons ne sont portés sur le tarif qu'à 858; mais ce titre ayant été reconnu trop faible, ces pièces sont reçues à 870, d'après une décision de l'administration générale des monnaies.

	MONNAIES D'OR ET D'ARGENT.	TITRE, de chaque pièce	POIDS de chaque pièce.	VALEUR sans les frais de fabrication et d'affinage. du kilog.		VALEUR … de la pièce.		VALEUR de la pièce droite de poids et de titre	
	Danemarck et Holstein.								
			gr.	fr.	c.	fr.	c.	fr.	c.
OR.	Ducat courant depuis, 1767.	871	3.08	2984	44	9	19	9	47
	Demi.	871	1.50	2984	44	4	48	4	74
	Ducat species, 1791 à 1802.	980	3.45	3365	76	11	61	11	86
	Chrétien, 1773.	905	6.69	3108	17	20	79	20	95
ARG.	Risdale d'espèce ou double écu de 96 schell.. depuis 1776.	873	29,00	190	57	5	53	5	66
	Risdale courante ou pièce de 6 marcs, danske, de 1750.	830	26,77	179	55	4	81	4	96
	Espagne.								
OR.	Quadruple pistole, frappée avant 1772.	909	26.98	3121	91	84	23	85	42
	Double pistole. (I).	909	13.49	3121	91	42	11	42	71
	Pistole. (Id.).	909	6.75	3121	91	21	07	21	36
	Demi-pistole.	909	3.35	3121	91	10	46	10	68
	Pistole du Pérou, dite *cornudo*.	897	26.98	3079	77	83	09	»	»
	Quadruple-pistole 1772 à 1785.	893	26.98	3064	88	82	69	83	93
	Double-pistole id.	893	13.49	3064	88	41	55	41	97
	Pistole id.	893	6.75	3064	88	20	69	20	98
	Demi-pistole.	893	3.35	3064	88	10	27	10	49
	Un quart ou escudillo (1).	885	1.75	3035	58	5	51	5	36
ARG.	Piastre vieille, avant 1772, aux deux écuss. sans effigie.	906	26.98	198	31	5	35	5	51
	Demi-piastre.	906	13.49	198	51	2	68	2	76
	Cinquième de piast. ou piécette.	830	5.74	179	55	1	03	1	10
	Dixième de piastre ou demi-piécette.	830	2.87	179	55	0	52	0	55
	Vingtième de piastre ou réal.	830	1.49	179	55	0	27	0	28
	Piastre neuve à l'effigie, depuis 1772.	896	26.98	196	12	5	29	5	45
	Demi-piastre neuve, depuis 1772.	896	13.39	196	12	2	62	2	72
	Piécette ou un cinquième de piastre.	808	5.74	174	20	1	0	1	08
	Demi-piécette ou dixième de piastre.	808	2.92	174	20	0	51	0	54
	Réalillo ou réal de veillon, ou un vingtième de piastre.	808	1.49	174	20	0	26	0	27

(1) Les pièces d'or frappées depuis 1785 ne peuvent être évaluées à cause de leur grande variation dans le titre. Elles donnent communément à l'essai 872.

	MONNAIES D'OR ET D'ARGENT.	TITRE de chaque pièce.	POIDS de chaque pièce.	VALEUR sans les frais de fabrication et d'affinage. du kilog.		de la pièce.		VALEUR de la pièce droite de poids et de titre.	
	Etat Ecclésiastique.								
			gr.	fr.	c	fr.	c.	fr.	c.
OR.	Pistoles de Pie VI et de Pie VII.	906	5.47	3114	61	17	02	17	28
	Demi-pistole. Id.	911	2.66	3128	78	8	32	8	64
	Sequin, 1709, Clément XIV et ses successeurs.	944	3.40	3242	12	11	02	11	80
	Demi (1).	944	1.70	3242	12	5	51	5	90
	Ecu d'or de la répub. romain.	833	58.95	2849	01	167	78	172	83
ARG.	Ecu de 10 Pauls de 100 bayoques.	906	26.45	198	31	5	25	5	59
	Demi. Id.	906	13.17	198	31	2	61	2	69
	Trois dixièmes d'écu ou teston de 30 bayoques.	906	7.90	198	31	1	57	1	62
	Un cinquième d'écu ou papeto de 20 bayoques.	906	5.21	198	31	1	05	1	08
	Un dixième d'écu ou teston de 10 bayoques.	906	2.65	198	31	0	52	0	54
	Bologne.								
OR.	Doppia ou pistole de Pie VI. .	909	5.52	3121	91	17	23	17	53
	Doppia nuove ou pistole neuve.	915	5.52	3155	65	17	51	17	42
	Zechino ou sequin, frappé avant 1760.	996	3.40	3420	71	11	63	11	80
ARG.	Scudo de la communauté de Bologne, à la Vierge. . . .	833	29.10	180	23	5	24	5	45
	Teston. Id.	915	7.92	199	85	1	58	»	»
	États-Unis d'Amérique.								
OR.	Double aigle de 10 dollars. . .	915	17.48	3155	65	54	61	55	21
	Aigle de 5 dollars.	915	8.71	3155	65	27	51	27	61
	Demi-aigle on 2 1/2 dollars. .	911	4.36	3128	78	13	64	13	80
ARG.	Dollar de 1795.	875	26 93	190	57	515		5	50
	Demi. Id.	875	6.80	190	57	1	53	1	58
	Dollar de 1795, autre fabric. .	885	26.93	193	71	5	20	5	50
	Demi. Id.	905	13.44	197	65	2	56	2	75
	Un quart, de 1796.	896	13.44	196	12	2	65	2	76
	Dollar de 1798, autre fabrication.	896	29.09	196	12	5	51	5	50
	Demi. Id.	889	13.49	194	77	2	62	2	75

(1) Quelquefois le tarif des monnaies ne porte les sequins sans distinction de date qu'à 944; cependant, ceux que nous indiquons ici donnent commnnément à l'essai le titre de 996.

	MONNAIES D'OR ET D'ARGENT.	TITRE de chaque pièce.	POIDS de chaque pièce.	VALEUR sans les frais de fabrication et d'affinage. cu kilogr.		de la pièce.		VALEUR de la pièce droite de poids et de titre.	
	France.		gr.	fr.	c.	fr.	c.	fr.	c.
Or.	Pièce de 40 francs.	900	12.90	3091		59	87	40	»
	Pièce de 20 francs.	900	6.45	3091		19	95	20	»
	Louis d'or, fabriqué depuis 1716 jusqu'à 1785.	896	» »	3076	05	25	55	»	»
	Louis de la fabrication commencée en 1785.	901	» »	3094	43	23	55	»	»
	Pièces de France de toute fabrication, avant 1726.	904	» »	3104	74	23	55	»	»
Arg.	Pièce de 5 francs.	900	25	197		4	92	5	»
	Pièce de 2 francs.	900	10	197		1	97	2	»
	Pièce de 1 franc.	900	5	197		»	98	1	»
	Demi-franc ou 50 centimes.	900	2.50	197		»	49	»	50
	Quart de franc ou 25 centimes.	900	1.25	197		»	24	»	25
	Ecu de 6 livres, depuis 1726.	906	28.84	198	31	5	80	»	»
	Id. de 3 id.	906	» »	198	31	2	75	»	»
	pièce de 30 sous.	660	10.15	144	41	1	46	1	50
	Pièce de 24 sous.	891	» »	194	65	1	0	»	»
	Pièce de 15 sons.	660	5.6	144	41	»	75	»	75
	Id. de 12 id.	901	» »	197	22	0	50	»	»
	Id. de 6 id. (1).	869	» »	189	05	0	25	»	»
	Gênes.								
	Sequin.	995	3.45	3417	27	11	79	12	01
	Génovine ancienne de 100 liv. depuis 1758 inclusivement.	906	28.15	3111	61	87	59	88	97
	Génovine neuve de 96 livres, depuis 1781 inclusivement.	909	25.18	3121	91	78	61	79	77
Arg.	Ecu de banque de saint Jean-Baptiste, ancien.	910	20.77	199	19	4	14	4	17
	Madonine, depuis 1747 inclusivement.	826	4.51	178	33	0	81	0	85
	Georgine.	858	5.80	186	33	1	08	1	09
	Ecu neuf de saint Jean-Baptiste de 8 livres, depuis 1792.	889	33.25	194	13	6	45	6	58
	Genève.								
Or.	Pistoles neuves.	913	5.41	3135	65	16	96	17	14

(1) Les personnes qui auraient une grande quantité de ces petites pièces auraient plus d'avantage à les faire fondre, attendu que la fonte donnerait un titre supérieur à celui du change.

	MONNAIES D'OR ET D'ARGENT.	TITRE de chaque pièce.	POIDS de chaque pièce.	VALEUR sans les frais de fabrication et d'affinage. du kilogr.		de la pièce.		VALEUR de la pièce droite de poids et de titre.	
			gr.	fr.	c.	fr.	c.	fr.	c.
ARG.	Patagons.	840	27.04	181	95	4	92	»	»
	Hambourg.								
OR.	Ducat *ad legem imperii.*	978	5.45	3558	89	11	59	11	86
	Ducat de Hambourg.	980	5.45	3365	76	11	61	11	86
ARG.	Pièce du siège de Hambourg.	968	14.16	211	88	5	0	»	»
	Risdale de banque.	875	29.21	190	57	5	57	5	78
	Hollande.								
OR.	Ducat.	978	5.45	3558	89	11	59	11	93
	Ryder.	913	9.93	3135	65	31	14	31	63
	Demi.	913	4.95	3135	65	15	52	15	83
	Vingt florins du roi Louis (1808).	913	13.65	3135	65	42	80	43	14
	Dix florins. Id.	913	6.20	3135	65	21	32	21	57
ARG.	Florin de 20 sols.	907	10.52	198	53	2	09	2	16
	Escalin ou pièce de 6 sous.	573	4.90	119	21	0	58	0	64
	Ducaton ou ryder.	935	52.50	204	65	6	65	6	85
	Ducat ou risdale.	858	28.10	186	33	5	24	5	48
	Japon. (*Douteux*).								
OR.	Kobang vieux de 100 mas.	850	17.60	2909	20	51	20	51	24
	Demi-kobang de 50 mas.	850	8.60	2909	20	25	02	25	62
	Kobang nouveau.	730	15.0	2490	80	32	38	32	69
	Demi.	730	6.50	2490	80	16	10	16	35
ARG.	Tigo-gin, on pièce de 40 mas.	900	72 0	197	0	14	18	14	40
	Demi de 20 mas.	900	36.0	197	0	7	09	7	20
	Un quart de 10 mas.	900	18.0	197	0	3	54	5	60
	Un huitième de 5 mas.	450	16.50	90	77	1	50	1	80
	Malte.								
OR.	Louis d'or d'Emmanuel de Rohan, grand-maître.	840	8.40	2873	73	24	14	24	79
ARG.	Ecus.	830	12.11	179	53	2	17	»	»
	Mogol (*Douteux*).								
OR.	Roupie du mogol.	908	12.52	3118	48	38	42	38	72
	Demi.	908	6.16	3118	48	19	21	19	36

	MONNAIES D'OR ET D'ARGENT.	TITRE de chaque pièce.	POIDS de chaque pièce.	VALEUR sans les frais de fabrication et d'affinage. du kilogr.		de la pièce.		VALEUR de la pièce droite de poids et de titre.	
			gr.	fr.	c.	fr.	c.	fr.	c.
	Un quart (1)	908	3.05	3118	48	9	51	9	68
	Pagode au croissant	809	3.35	2764	76	9	26	9	46
	Pagode à l'étoile	798	3.35	2726	56	9	15	9	35
	Ducat de la compagnie hollandaise	978	3.45	3358	89	11	59	11	62
	Demi	978	1.70	3358	89	5	71	5	81
Arg.	Roupie du Mogol	948	11.47	207	51	2	38	2	42
	Id. de Madras	944	11.45	206	63	2	37	2	40
	Id. d'Arcate	941	11.45	205	97	2	36	2	36
	Id. de Pondichéri	951	11.45	208	16	2	38	2	42
	Double fanon des Indes	940	3	205	76	0	62	0	63
	Fanon des Indes	940	1.50	205	76	0	31	0	32
	Pièce de la compagnie hollandaise	850	13	179	53	2	33	2	40
	Milan.								
Or.	Sequin	990	3.45	3400	10	11	73	12	04
	Doppia ou pistole de Marie-Thérèse	908	6.32	3118	48	19	71	»	»
	Id. de Joseph II	905	6.32	3108	17	19	64	19	87
Arg.	Scudo *de lire sei*, ou écu de 6 livres	896	23.11	195	94	4	53	4	64
	Demi	896	11.55	195	94	2	26	2	32
	Lire nouvelle	549	6.21	115	60	0	71	0	77
	Pièce de 30 *soldi* de l'empereur François II et de la république Cisalpine	684	7 33	145	01	1	06	1	12
	Scudo ou écu de la république Cisalpine	896	23.16	175	94	4	53	4	64
	Naples et Sicile.								
Or.	Pistoles de 6 duc. de don Carlos	871	8.76	2984	44	26	14	26	58
	Id. de 4 id.	871	5.90	2984	44	17	61	17	72
	Id. de 6 ducats de Ferd. IV.	871	8.82	2984	44	26	32	26	58
	Id. de 4 id.	871	5.90	2984	44	17	61	17	72
	Id. de 2 id. (2)	871	2.87	2984	44	8	57	8	86
	Double once de Sicile	840	8.87	2875	75	25	49	26	85

(1) Qnoique le tarif des monnaies ne porte ces pièces qu'à 908, on obtient communément à l'essai le titre de 970.

(2) Ces pièces offrent beaucoup de variation dans les titres et les poids. Elles sont généralement au dessous du titre quc le tarif indique.

	MONNAIES D'OR ET D'ARGENT.	TITRE de chaque pièce.	POIDS de chaque pièce.	VALEUR sans les frais de fabrication et d'affinage. du kilogr.		VALEUR sans les frais de fabrication et d'affinage. de la pièce.		VALEUR de la pièce droite de poids et de titre.	
			gr.	fr.	c.	fr	c.	fr.	c.
	Once. Id.	849	4.41	2875	73	12	67	13	45
	Ducat vieux de Naples, de Charles VI.	899	21.78	3087	56	4	28	4	26
	Ducat neuf de Ferdinand VI (1).	899	22.75	3087	56	4	47	4	26
	Once de 3 ducats de Naples, fabriquée depuis 1818.	996	3.79	3420	71	12	96	»	»
	Once quintuple de 15 ducats, même fabrication.	996	18.93	3420	71	64	82	»	»
	Once décuple. Id.	996	37.87	3420	71	129	64	»	»
ARG.	Pièce de 12 carlins d'italie, vieille (2).	882	» »	192	25	»	»	» »	» »
	Id., neuve, depuis 1786.	833	27.51	180	23	4	96	4	97
	Ecu d'argent de 12 tarins de Ferdinand IV.	823	27.30	177	83	4	86	5	10
	Parme.								
OR.	Double pistole vieille de Plaisance.	905	13.17	3108	17	40	95	41	89
	Sequin.	990	3.45	3400	10	11	73	11	95
	Pistole, avant 1786.	880	7.40	3017	10	22	33	23	01
	Pistole, depuis 1786.	880	7.10	3017	10	21	42	21	92
ARG.	Ducat de 1784 et 1796.	896	25.65	195	94	5	03	5	18
	Pièce de 3 liv. depuis 1790 (3).	826	3.51	178	53	0	63	0	68
	Perse (*Douteux*).								
OR.	Roupie.	970	11.5	3331	41	36	64	36	75
	Demi.	970	5.50	3331	41	18	32	18	38
ARG.	Double roupie de 5 abassis.	970	22.90	212	32	4	87	4	90
	Roupie de 2 1/2 abassis.	970	11.45	212	32	2	43	2	45
	Abassi.	970	4.50	212	32	0	96	0	97
	Marmondi.	970	2.25	212	32	0	48	0	49
	Larin.	970	4.80	212	32	1	02	1	03
	Portugal.								
OR.	Moëda, douro, de 4,800 rées.	914	10.73	3139	08	33	68	33	96

(1) Le tarif des monnaies admet les ducats neufs et vieux au même titre. Cependant les premiers ne sont qu'au titre de 840.
(2) Le poids de ces pièces varie de 24 gr. 83 à 25 gr. 39.
(3) Le titre du ducat de 1784 n'est pas aussi certain que celui de 1796.

	MONNAIES D'OR ET D'ARGENT.	TITRE, de chaque pièce.	POIDS, de chaque pièce.	VALEUR sans les frais de fabrication et d'affinage. du kilogr.		VALEUR sans les frais de fabrication et d'affinage. de la pièce.		VALEUR de la pièce droite de poids et de titre	
			gr.	fr.	c.	fr.	c.	fr.	c.
	Demi, de 2,400 rées. . . .	914	5.36	3139	08	16	85	16	98
	Quart, de 1,200 rées. . . .	914	2.60	3139	08	8	16	8	49
	Meia dobra, lisbonne ou portugaise de 6.400 rées. . .	914	14.29	3139	08	44	85	45	27
	Demi, de 3,200 rées. . . .	914	7.12	3139	08	22	35	22	64
	Pièce de 16 testons, de 1,600 rées. . . , ...	914	3.55	3139	08	11	14	11	32
	Id. de 12 testons, de 1,200 rées.	914	2.60	3139	08	8	16	8	02
	Id. de 8 testons, de 800 rées.	914	1.75	3139	08	5	49	5	66
	Creusades de 480 rées. . . .	914	1.05	3139	08	3	30	3	30
Arg.	Creusade neuve de 480 rées. .	896	14.61	195	94	2	86	2	98
	Prusse.								
Or.	Fréderick double de 1769. . .	897	13.33	3079	77	41	05	41	61
	Fréderick simple de 1778. . .	897	6.69	3079	77	20	60	20	80
	Demi.	897	3.35	3079	77	10	32	10	40
	Fréderick simple de 1798 (1).	897	6.64	3079	77	20	45	»	»
	Lucat.	978	3.45	3358	89	11	59	11	77
Arg.	Ecu ou risdale de Prusse, de 24 bons gros.	743	22.20	158	83	3	53	3	72
	Demi, ou 12 bons gros. . .	743	11.10	158	83	1	76	1	86
	Risdale d'espèce ou de convention.	830	28.05	179	53	5	04	5	20
	Raguse.								
Arg.	Talaro vieux, dit ragusine. .	583	28.47	121	53	3	46	3	90
	Demi.	588	14.50	122	65	1	78	1	95
	Talaro nouveau de 1774. . .	576	28.52	119	88	3	42	3	92
	Autre, de 1794.	597	29.11	124	73	3	63	3	92
	Ducat.	461	13.60	93	51	1	27	1	37
	Russie.								
Or.	Ducat à l'aigle déployé de Russie.	973	3.45	3341	71	11	53	11	79
	Ducat à la croix de Saint-André.	965	3.40	3314	24	11	27	11	39
	Ducat ou pièce de 5 roubles,								

(1) Les fredericks de 1800 sont au même titre et du même poids que ceux de 1769 et 1778.

	MONNAIES D'OR ET D'ARGENT.	TITRE de chaque pièce.	POIDS de chaque pièce.	VALEUR sans les frais de fabrication et d'affinage. du kilogr.		de la pièce.		VALEUR de la pièce droite de poids et de titre	
			gr.	fr.	c.	fr.	c.	fr.	c.
	papier-monnaie.	975	4.30	3341	71	14	57	»	»
	Impériale de 10 roubles, 1756.	915	16.41	3142	52	51	57	52	58
	Demi, de 5 roubles, 1756. .	915	8.18	3142	52	25	71	26	19
	Impériale de 10 roubles, 1762.	915	13.07	3142	52	41	07	41	29
	Demi, de 5 roubles, 1763. . .	915	6.55	3142	52	20	52	20	65
Arg.	Rouble de 100 coppecks, de 1750 à 1762.	788	25.50	169	45	4	55	4	61
	Rouble de 100 coppecks, depuis 1798.	870	20.95	189	33	3	96	4	08
	Sardaigne.								
Or.	Carlin, depuis 1768.	890	16.04	3053	78	48	98	49	33
	Demi.	890	8.02	3053	78	24	49	24	67
	Pistole, doppietta ou doublette.	890	3.19	3053	7	9	74	9	88
Arg.	Ecu, depuis 1768.	896	25.48	195	94	4	60	4	70
	Demi-écu.	899	11.74	196	73	2	31	2	35
	Quart d'écu.	896	5.84	195	74	1	14	1	18
	Savoie et Piémont.								
Or.	Sequin à l'Annonciade. . .	986	5.45	3586	38	11	68	11	95
	Pistoles vieilles de Piémont. .	892	6.64	3061	17	20	53	»	»
	Pistoles neuves de Charles-Emmanuel III, depuis 1755, et de Victor-Amédée, de 1773.	902	9.61	3097	87	29	77	30	02
	Pistoles neuves de Victor-Amédée III, de 1786, et du règne de Charles-Emmanuel III. .	902	9.08	3097	87	28	13	28	46
	Carlin, de Charles-Emmanuel II.	902	48.12	3097	87	149	07	150	
	Carlin de Victor-Amédée III.	902	45.52	3097	87	141	02	142	30
	Demi. Id.	902	22.73	3097	87	70	41	71	15
Arg.	Ecu de 6 livres, depuis 1755.	903	35.10	197	66	6	94	7	07
	Demi-écu.	903	17.50	197	66	3	43	3	56
	Un quart d'écu ou 15 sous. .	903	8.76	197	66	1	73	1	76
	Demi-quart ou 15 sous. . .	903	4.30	197	66	0	85	0	88
	Suède.								
Or.	Ducat.	975	3.45	3348	58	11	55	11	70

	MONNAIES D'OR ET D'ARGENT.	TITRE de chaque pièce.	POIDS de chaque pièce.	VALEUR sans les frais de fabrication et d'affinage. du kilogr.		de la pièce.		VALEUR de la pièce droite de poids et de titre.	
			gr.	fr.	c.	fr.	c.	fr.	c.
	Demi-ducat.	975	1.70	3348	58	5	69	5	85
	Un quart.	975	0.85	3348	58	2	84	2	93
ARG.	Risdale d'espèce de 48 escallins ou schellings de 1720 à 1802.	899	29.50	196	73	5	76	5	76
	Deux tiers risdale ou double plotte de 32 schellings.	899	19.50	196	73	5	84	3	84
	Un tiers ou 16 schellings (1).	899	9.70	196	73	1	91	1	92
	Suisse.								
OR.	Pièce de 32 franken suisse.	901	15.24	3094	43	47	16	47	42
	— de 16.	901	7.60	3094	43	23	52	23	71
	Double ducat de Zurich.	974	6.91	3345	15	23	11	»	»
	Ducat de Berne.	974	5.45	3345	15	11	54	»	»
	Pistole neuve de Berne.	901	7.60	3094	43	23	52	23	71
ARG.	Pièce de 48 batz ou écu, depuis 1797, république helvétique.	899	29.48	196	73	5	80	6	0
	Pièce de 20 batz ou demi-écu.	899	29.48	196	73	2	89	3	0
	Pièce de 4 franken ou écu de 1799, république helvétique.	899	29.48	196	73	5	80	6	0
	Pièce de 4 franken, de 1801.	896	29.48	195	94	5	78	6	0
	Double écu de Bâle, d'ancienne fabrication.	868	57.47	188	81	10	85	12	0
	Ecu. Id.	865	28.26	188	07	5	51	6	0
	Demi-écu ou florin. Id.	868	14.08	188	81	2	66	3	0
	Ecu neuf de Bâle.	840	25.81	181	95	4	70	»	»
	Toscane.								
OR.	Ruspone ou 3 sequins aux lis.	995	10.40	3410	40	35	45	36	04
	Un tiers ruspone ou sequin aux lis.	995	3.45	3410	40	11	75	12	02
	Demi-sequin.	995	1.70	3410	40	5	79	6	0
	Sequin à l'effigie.	991	3.45	3403	53	11	74	12	02
	Pistole.	918	13.38	3135	65	41	95	»	»
	Rosine.	892	6.85	3061	17	20	97	21	54

(1) Quoique le tarif des monnaies porte ces trois pièces à 899, cependant elles ne sont fabriquées qu'au titre de 878. Elles donnent communément à l'essai celui de 875.

MONNAIES D'OR ET D'ARGENT.	TITRE de chaque pièce.	POIDS de chaque pièce.	VALEUR sans les frais de fabrication et d'affinage. du kilogr.		de la pièce.		VALEUR de la pièce droite de poids et de titre.	
		gr.	fr.	c.	fr.	c.	fr.	c.
Demi.	892	5.45	5061	17	10	56	10	77
ARG. Francescone de 10 Pauls, livoursine, piastre à la rose, talaro, léopoldine, et écu de 10 Pauls.	906	27.30	198	51	5	41	5	61
Pièce de 5 Pauls	906	15.65	198	51	2	71	2	81
Turquie (Douteux.)								
OR. Sequin zermabhould du sultan Abdoul-Hamet, de 1187 (1775).	958	4.94	3290	20	16	26	8	72
Sequin fondoukli de Selim III, de 1205 (1788-1789). . . .	799	3.45	2729	84	9	42	9	80
Demi. Id.	805	1.65	2750	78	4	54	4	80
Sequin du Caire. Id.	682	2.55	2325	67	5	95	»	»
Sequin zerm. de Selim III. .	819	2.54	2799	78	6	55	»	»
Sequin fondoukli.	996	» »	3420	71	»	»	»	»
ARG. L'altmichlec, de 60 paras d'Abdoul-Hamet, depuis 1771. .	552	26.77	114	56	5	06	»	»
Grouch, piastre de 50 paras, ou 120 aspres, depuis 1771.	556	18.64	115	24	2	51	»	»
Piastre de 40 paras, de Selim III.	486	13.17	99	04	0	50	»	»
Venise.								
OR. Sequin.	996	3.45	3420	71	11	80	12	0
Demi.	996	1.70	3420	71	5	81	6	0
Oselle.	996	13.97	3420	71	47	78	»	»
Ducat.	996	2,18	3420	71	7	46	7	49
Pistole.	908	6.75	3118	48	21	05	21	36
ARG. Ducat effectif de 8 liv. piccolis (1).	813	22.63	175	45	5	97	4	18
Ecu à la croix.	947	31.59	207	29	6	51	6	70
Justice ou ducaton.	948	27.50	207	51	5	71	5	91
Talaro.	850	28.68	179	53	5	21	5	32
Oselle.	948	9.77	207	51	2	05	2	07

(1) Quoique le tarif des monnaies ne porte ces pièces qu'à 813, on obtient communément à l'essai le titre de 850.

CHAPITRE XX.

Traitement des minerais de Fer.

2781. Dans les chapitres qui précèdent, la partie consacrée à la bibliographie du métal dont l'histoire s'y trouve exposée, n'occupant jamais un espace bien considérable, il n'a pas semblé nécessaire d'en disposer les articles dans un ordre systématique. Il n'en est plus de même pour le fer et ses divers produits. Les articles, les ouvrages spéciaux même, que nous avions à citer, sont si nombreux, qu'il a fallu nécessairement les disposer dans un ordre déterminé, pour qu'il fût aisé de retrouver chaque objet sans de longues recherches. Nous n'avons pas eu en vue de tracer ici une bibliographie complète du fer; nous avons voulu seulement, donner au lecteur un tableau sommaire des ouvrages généraux, ainsi que des mémoires les plus importants qui se trouvent dans les recueils français. L'ouvrage de M. Karsten fournira des renseignements plus étendus, surtout, pour les ouvrages étrangers, aux personnes qui en auraient besoin.

TRAITÉS GÉNÉRAUX SUR LE FER.

MANUEL *de la Métallurgie du fer*; par M. Karsten, Metz, 1830, seconde édition, 3 vol. in-8°, traduction de M. Culmann.

SIDÉROTECHNIE; par M. Hassenfratz.

HISTOIRE *du fer*; par M. Rinmann.

DE FERRO; par Swendenborg.

NOUVEL *art d'adoucir le fer fondu, et de faire des ouvrages de fer fondu aussi fins que ceux de fer forgé*; par Réaumur. Paris, 1722.

MÉMOIRES *de physique sur l'art de fabriquer le fer*; par Grignon. Paris, 1775.

ART *des forges*; par Courtivron et Boucher.

ART *de fabriquer les canons*; par Monge. Paris, 1789.

VOYAGES *métallurgiques*, par Jars.

VOYAGE *métallurgique en Angleterre*, par MM. Dufrénoy et Élie de Beaumont.

TRAITÉ *du fer et de l'acier*. Paris, 1808.

GÉNÉRALITÉS.

OBSERVATIONS *sur le traitement des minerais de fer à la fonte*; par Duhamel. *Mém. de l'Acad. des sciences*, 1786, pag. 456.

RAPPORTS *sur les épreuves auxquelles ont été soumis des échantillons de différents fers français. Journal des Mines*, Tom. 10, pag. 925 et 937.

NOTICE *sur divers procédés propres à corriger les défauts de certains fers, aciers et fontes*; par M. Levasseur. *Journ. des Mines* T. 11, pag. 259.

Influence *du manganèse dans la production du fer en grand*; par M. Stünkel. *Journal des Mines*. T. 16. pag. 173.

Note *sur un procédé employé avec succès pour purifier le fer cassant à froid. Journal des Mines*, T. 17. pag. 321.

Analyse *de la mine de fer spathique*; par M. Drappier. *Journal des Mines*, T. 18, pag. 47.

Analyse *de quelques mines de fer de la Bourgogne et de la Franche-Comté, des fers, fontes et scories qui en proviennent*; par Vauquelin. *Journal des Mines*, T. 20, pag. 381.

Nouvelles *observations sur le fer spathique*; par M. Collet Descostils. *Journal des Mines*, T. 21, pag. 277.

Analyse *de quelques minerais de fer et produits du fourneau du Creusot*; par M. Gueniveau. *Journal des mines*, T. 22, p. 439.

Analyses *de quelques produits de forges et de hauts-fourneaux*; par M. Berthier. *Journ. des mines*, T. 23, pag. 177.

Extrait *du Mémoire de* M. Mouchel, *sur la fabrication du fil de fer et d'acier*, *Journ. des mines*, T. 22, pag. 65.

Analyses *des minerais de fer de la vallée des Arques* (*département du Lot*), *et des scories des forges qu'ils alimentent* par M. Berthier. *Journ. des mines*. T. 27, pag. 195.

Analyses *des minerais de fer des environs de Bruniquel* (*départements du Tarn et de Tarn et Garonne*), *et des produits du haut-fourneau qu'ils alimentent*; par M. Berthier. *Journ. des mines*, T. 28, pag. 101.

Notice *sur la présence du zinc et du plomb dans quelques mines de fer en grains, de la Bourgogne et de la Franche-Comté*; par M. Leschevin. *Journ. des mines*, T. 31, pag. 43.

Extrait *d'un discours sur l'histoire de la fabrication et du commerce du fer en Suède, prononcé dans l'Académie des sciences de Stockholm*; par M. Em. Swedenstierna. *Journ. des mines*, T. 33. pag. 267.

Observations *sur la construction et la conduite du feu de deux petits fourneaux à réverbère accolés à une même cheminée, et destinés à refondre chacun* 5 à 600 *livres de fonte de fer*; par M. Duhamel. *Ann. des mines*, série I, T. 2, pag. 129.

Principes *de l'art de faire le fer-blanc*. par Réaumur. *Mém. de l'Acad. des sciences*, année 1725, pag. 102.

Description *des procédés employés dans la fabrication du fer-blanc*; par Samuel Parkes. *Ann. des mines*, série 1, T. 4, pag. 635 et T. 6, pag. 337.

Sur *la fabrication du moiré métallique. Ann. des mines*, série I, T. 4, pag. 649.

Note *sur deux nouveaux fourneaux inventés* par M. S. Hunt, *pour le traitement du fer. Ann. des mines*, série I, T. 8, pag. 195.

Sur *la fonte de fer d'Ancy-le-Franc (Yonne)*; par M. Berthier. *Ann. des mines*, série 1, T. 9, pag. 518.

Notice *sur les usines à fer de la Silésie supérieure*; par M. Manès. *Ann. des mines*, série 1, T. 11, pag. 231.

Il y en a qui marchent à la houille, et d'autres qui travaillent au charbon de bois.

Influence *de la température sur les propriétés des produits obtenus des minerais de fer, fondus dans un haut-fourneau. Ann. des mines*, série 2, T. 1, pag. 209; par M. Karsten.

Note *sur la différence de consommation qui a lieu dans la production de la fonte blanche ou de la fonte grise*; par M. Fournel. *Ann. des mines*, série 2, T. 3, pag. 69.

Essais *sur la réduction des scories de forges et des minerais de Nassau et de Leybach, au moyen des fours à réverbère*; par M. Margerin. *Ann. des mines*, série 2, T. 5, pag. 73.

De *la formation de la fonte blanche lamelleuse, propre à la fabrication de l'acier*, etc.; par M. Stengel. *Ann. des mines*, série 2, T. 4, pag. 245.

Sur *les scories de forges et leur influence dans l'affinage de la fonte de fer*; par M. Sefstroem. *Ann. des mines*, série 2, T. 4, pag. 440.

De *la production et de l'affinage de la fonte provenant des minerais phosphoreux*; par M. Karsten. *Ann. des mines*, série 2, T. 4, pag. 483.

Sur *le traitement direct des minerais de fer*, par MM. Moisson-Desroches. *Ann. des mines*, série 2, T. 6, p. 125.

Recherches *sur quelques argiles employées dans les usines à fer*, T. 12, pag. 293.

Analyse *des scories d'affinage du fer, et de leur action sur l'argile réfractaire, à la chaleur du chalumeau à gaz oxigène*, T. 12, pag. 311.

FORGES CATALANES.

Mémoire *sur les forges catalanes*, par Tronson Ducoudray. Paris, 1775.

Traité *sur les mines de fer et les forges du pays de Foix*, par de Lapeyrouse.

Traité *des forges dites catalanes*, par Mutthuon. Turin, 1808.

Rapport *sur les forges des pays conquis en Espagne*; *dans les Pyrénées occidentales, Journal des mines*, T. 2, nº 11, page 1re.

Observations *sur une mine de fer en sable, qui se trouve aux environs de Naples, et sur l'usage que l'on en fait dans la forge d'Avellino, Journ. des mines*, T. 5, nº 17, page 15.

Observations *sur l'emploi du charbon de houille, dans le traitement du minerai de fer à la forge à la Catalane*; par M. Blavier, *Journal des mines*, T. 19, page 155.

Sur *la forge à la catalane de Monsegou*, *Journ. des mines*, T. 27, page 181.

Essai *des minerais de fer d'Allevard* (*département de l'Isère*), *dans les forges catalanes du département de l'Arriège*, *Journ. des mines*, T. 38, page 132.

Mémoire *sur les forges catalanes de Pinsot*, *situées dans l'arrondissement de Grenoble*; par M. Emile Gueymard, *Ann. des mines*, série Ire, T. 1.

Examen *du fer forgé par les nègres du Fouta Diallon* (*Haut-Sénégal*), *et des minerais desquels ils le retirent*; par M. Berthier, *Ann. des mines*, série Ire, T. 5, page 129.

Mémoire *sur les deux forges catalanes de Gincla et de Sahorre*, par M. Combes, *Ann. des mines*, série 1re, T. 9, page 329.

Notice *sur la fabrication du fer en Corse*, par M. Sagey, *Ann. des mines*, série, 2, T. 4. page 121.

HAUTS-FOURNEAUX ET FORGES AU CHARBON DE BOIS.

Extrait *d'un rapport sur les forges et hauts-fourneaux de Belfort* (*Haut-Rhin*), *Journal des mines*, T. 7, n° 37, page 67.

Extrait *d'un rapport sur les usines d'Audincourt*, *Journ. des mines*, T. 13, page 148.

Sur *la fabrication du fer et de l'acier dans les forges de la Styrie*, par M. Rambourg; *Journ. des mines*, T. 15, p. 271, 380 et 436.

Extrait *d'un mémoire sur la manière de fabriquer les essieux d'artillerie*, *à l'usine de Halberg près Sarrebruck*, par M. Héron de Villefosse, *Journ. des mines*, T. 15, page 415.

De la préparation *des briques de laitier*, *dans les fonderies de Suède*, *Journ. des mines*, T. 16, pages 419 et 427.

Mémoire *sur les mines de fer et sur les forges du département du Mont-Blanc*, par M. Lelièvre, *Jour. des mines*, T. 17, p. 125.

Méthode *usitée en Suède pour sécher et échauffer un haut-fourneau*, *avant de commencer un fondage*; *Journ. des mines*, T. 17, p. 381.

Note *sur un procédé particulier en usage dans l'Eiffel*, *pour l'affinage de la fonte*; par M. de Bonnard; *Journal des mines*, T. 17, p. 455.

Sur *la préparation que l'on fait subir à la fonte dans les hauts-fourneaux de l'Eiffel*; par M. Karsten; *Ann. des mines*, série I, T. 11, p. 299.

Mémoire *sur les usines employées à la fabrication du fer*, *dans le département du Cher*; *Journal des mines*, T. 26, p. 241 et 321.

Mémoire *sur un perfectionnement de la méthode dite bergamasque*, *pour l'affinage de la fonte*; par M. Gueymard; *Journ. des mines*, T. 33, p. 327.

Description *des mines de fer des environs de Bergzabern (Bas-Rhin)*; par M. Calmelet, *Journal des mines*, T. 35, p. 215.

Notice *sur les mines de fer et les foyers de Framont et de Rothau ;* par M. Elie de Beaumont ; *Ann. des mines*, série I, T. 7, p. 521.

Note *sur un procédé d'affinage, suivi dans le sud de la principauté de Galles*; par MM. Perdonnet et Coste ; *Ann. des mines*, série II, T. 5, p. 173.

Notice *sur le gisement de quelques minerais de fer de la Belgique, et sur les produits que l'on en obtient à la fonte* ; par M. Boüesnel ; *Journ. des mines*, T. 35, p. 361.

Essais *faits à Bergen en Bavière, sur l'emploi de la tourbe crue pour le traitement des minerais de fer, dans les hauts-fourneaux*; par M. Wagner ; *Journ. des mines*, T. 14, p. 194 et 302.

Note de M. Wagner *sur un essai fait avec de la tourbe, dans une fonderie de fer*; par Lampadius, *Journ. des mines*, T. 15, p. 104.

Essai *fait dans une fonderie de fer du Tirol, avec de la tourbe carbonisée et non carbonisée, Journ. des mines*, T. 15, p. 186.

MÉTHODE ANGLAISE.

Notice *sur le traitement des minerais de fer avec le charbon de houille dans les hauts-fourneaux du Creusot, Journal des mines*, T. 14, p. 139.

Notice *sur la fonderie de fer de Gleiwitz, dans la Haute-Silésie*, par J. F. Daubuisson, *Journal des mines*, T. 14, p. 455.

Mémoire *sur l'emploi de la houille brute dans les diverses opérations de la fabrication du fer*; par M. Rozière, *Journal des mines*, T. 17, p. 35 et 225.

Mémoire *sur les procédés employés en Angleterre pour le traitement du fer par le moyen de la houille*; par M. de Bonnard, *Journal des mines*, T. 17, p. 245.

Mémoire *sur les minerais de fer des houillères, ou fer carbonaté lithoïde*, par M. de Gallois. *Ann. des mines*, série I, T. 3, p. 517.

Procès-verbal *des essais faits sur les minerais de fer, provenant des fosses à charbon de terre d'Anzin et Fresnes*, par MM. Clere et Tournelle. *Ann. des mines*, série I, T. 4, p. 345.

Extrait *d'un rapport au conseil général des mines sur les minerais de fer des houillères d'Anzin, et sur les essais en grand qui ont été faits*, par MM. Clere et Tournelle. *Ann. des mines*, série I, T. 4, p. 353.

Essais *et analyses d'un grand nombre de minerais de fer, provenant des houillères de France*, par M. Berthier. *Ann. des mines*, série I, T. 4, p. 359.

Fabrication *de la fonte et du fer en Angleterre*, par MM. Du-

frénoy et Elie de Beaumont. *Ann. des mines*, série II, T. 1, p. 555, et T. 2. p. 5 et 177.

Notices *sur le traitement du fer par la houille pratiqué en Angleterre. Ann. des mines*, série I, T. 4, p. 561.

Mémoire *sur la mine de fer de la Voulte (départ. de l'Ardèche)*; par MM. Thirria et Lamé. *Ann. des mines*, série I, T. 5, p. 525.

Description *d'un fourneau de grillage pour le minerai de fer, employé au Creuzot et à Vienne*; par MM. Thirria et Lamé. *Ann. des mines*, série I, T. 5, p. 391.

Mémoire *sur la fabrication de la fonte et du fer, en Angleterre*; par MM. Coste et Perdonnet. *Ann. des mines*, série II, T. 5, p. 255 et 455, et T, 6, p. 29.

Note *sur les fonderies d'Angleterre*; par MM. Coste et Perdonnet. *Ann. des mines*, série 2. T. 6, p. 85.

Mémoire *sur un procédé inventé en Angleterre, pour convertir toute espèce de fonte en excellent fer forgé*; par Ch. Coquebert, *Journal des mines*, T, I, nº 6, p. 27.

Sur *un fait observé à la fonderie de Bourth (Eure), Journ. des mines*. T. I, nº 6. p. 38.

Expériences *faites en grand, sur la fonte, dans un fourneau à réverbère*; par Lampadius, *Journ. des mines*, T. 16, p. 293.

Cette note est relative à des essais de puddlage au bois.

Note *sur des essais faits à Couvin, dans le but d'employer la chaux pour faire la sole des fourneaux de puddlage*; par M. H. de Villeneuve. *Ann. des mines*, série 2, T. 4, pag. 498.

Notice *sur le puddlage à la tourbe*; par M. Alex. *Ann. des mines*, série 2, T. 5, p. 177.

Puddlage *à l'anthracite exécuté à Vizille (Isère)*, en 1818; par M. Robin. *Ann. des mines*, série 2, T. 6, p. 109.

Sur *l'affinage de la fonte au bois dans le fourneau à réverbère, et l'affinage champenois à la houille*; par M. Coste. *Ann. des mines*, série 2, T. 6, p. 290.

ACIERS.

L'art *de convertir le fer forgé en acier*, par Réaumur. Paris, 1722.

Extrait *d'un mémoire sur la fabrication des aciers de fonte du département de l'Isère, comparée à celle du département de la Nièvre et à celle de Carinthie, Journal des mines*, T. I, nº 4, pag. 5.

Rapport *de Guyton et Darcet, relatif aux résultats des expériences de Clouet sur les différents états du fer, et la conversion du fer en acier fondu, Journal des mines*, T. 8, nº 45, pag. 703.

Résultats *d'expériences sur les différents états du fer*; par *Clouet, Journal des mines*, T. 9, pag. 3.

Observations *sur la manière de produire les aciers fondus*,

et sur les fourneaux qui conviennent pour cette opération. *Journal des mines*. T. 9, pag. 9.

Sur *la fabrication du fer et de l'acier avec la houille*, *d'après les procédés de* M. William Reynolds, *Journal des mines*, T. 13, pag. 52.

Mémoire *sur la préparation de l'acier et la fabrication des faulx, en Stirie et en Carinthie*, *Journal des mines*, T. 15, pag. 194 et 208.

Sur *la fabrication des faulx en France*; id. pag. 218.

Notes *sur la conversion du fer en acier*, *dans des creusets fermés*, *sans contact d'aucune substance contenant du carbone*, *par* M. Muschett, *et sur la facile fusion du fer*; par M. Collet-Descotils, *Journal des mines*, T. 15, pag. 421.

Fabrication *d'acier, de faulx et de scies, dans le pays de Berg*, *Journal des mines*, T. 15. pag. 457.

Instruction *sur la fabrication des lames dites de Damas*, *Journal des mines*, T. 15, pag. 421.

Résultat *d'une expérience qui a été faite sur l'acier fondu fabriqué par* MM. Poncelet, *Journal des mines*. T. 25, pag. 55.

Notice *sur les fabriques d'aciers du département de l'Isère*, *Journal des mines*, T. 32, pag. 594.

Mémoire *sur les aciéries de Rives et du département de l'Isère*, *Journal des mines*, T. 36, pag. 161.

Sur *le travail de l'acier*, *Ann. des mines*, série I, T. 5, pag. 247.

Description *d'un procédé à l'aide duquel on obtient une espèce d'acier fondu, semblable à celui des lames damassées de l'Orient*; par M. Bréant, *Ann. des mines*, série I, T. 9, pag. 319.

Sur *les lames damassées*, *extrait d'un rapport* de M. Héricart de Thury. *Ann. des mines*, série I, T. 5, pag. 421.

Expériences *sur les alliages de l'acier, faites dans la vue de le perfectionner*; par MM. Stodart et Faraday, *Ann. des mines*, série I, T. 5, page 265.

Note *sur la soudure de l'acier fondu et de la fonte de fer*; par M. Th. Gill. *Ann. des mines*, série I, T. 6, pag. 621.

Sur *les aciers damassés de M. Sir-Henry, extrait d'un rapport de* M. Héricart de Thury. *Ann. des mines*, série I T. 7, pag. 553.

Fabriques *d'acier en Perse*. *Ann. des mines*, série I. T. 7, page 591.

Sur *l'usage des bains métalliques pour la trempe de l'acier*. *Ann. des mines*, série I. T. 7, pag. 601.

Moyen *d'adoucir l'acier*. *Ann. des mines*, série I, T. 7, pag. 611.

Méthode *perfectionnée pour fondre l'acier*; par M. Needham. *Ann. des mines*, série II, T. I, page 62.

Note *sur la fabrication de l'acier à Sheffield, dans le Yorkshire,*

par MM. Coste et Perdonnet. *Ann. des mines*, série 2, T. 6, pag. 105.

DESCRIPTION *du procédé de fabrication de l'acier de forge à Siegen, grand-duché du Rhin*, par M. de Stengel. *Ann. des mines*, série 2, T. 6, pag. 337.

2782. Il serait inutile aujourd'hui, de faire ressortir l'importance de l'exploitation du fer ; le soin que prennent toutes les nations civilisées de s'assurer des moyens réguliers de production, en ce qui concerne ce métal, prouve assez combien ses usages intéressent toute l'économie sociale. Il y a cette différence entre le fer et les métaux précieux, que les derniers ne sont que les moyens d'échange, et le signe représentatif de la richesse, tandis que le premier est l'agent le plus nécessaire à sa création. Si l'on entend par richesse d'un pays, les moyens qu'il possède de nourrir une population nombreuse, en lui procurant toutes les jouissances de la civilisation, il est évident que le fer se place au premier rang, parmi les agents créateurs de la richesse ; lui, qui sert à produire les instruments aratoires, les machines propres à fabriquer les étoffes, ainsi que tous les instruments de transport, pour les hommes et les marchandises. On peut le dire, sans exagération, dans presque toutes les transactions de la vie, c'est contre le fer que l'or va s'échanger.

Ces avantages, le fer les doit en grande partie à son abondance à la surface du globe ; ce qui permet de le prodiguer dans toutes les applications industrielles ; tandis que les autres métaux, et le bronze, par exemple, qui chez les anciens jouait le rôle assigné au fer aujourd'hui, ne peuvent être employés qu'avec réserve, et dans des limites bien rétrécies, comparativement au fer lui-même. En outre, il est bien connu, que le fer possède des qualités spéciales ; que la fonte de fer et l'acier, surtout, sont des corps qu'il serait impossible de remplacer, maintenant, dans leurs usages économiques.

A tous ces titres, nous ne craindrions pas, même en pénétrant dans les détails les plus minutieux, de paraître trop longs dans l'exposé des opérations qui concernent la métallurgie du fer, s'il n'existait des ouvrages spéciaux sur la matière. Mais, comme ces ouvrages sont entre les mains de toutes les personnes, qui s'occupent de cette industrie, notre objet ici, doit consister bien moins à faire une histoire complète, qu'à présenter dans un cadre resserré, l'ensemble des faits et des considérations qui en découlent.

2783. Les produits auxquels donne naissance l'exploitation du fer sont si compliqués, que l'on doit chercher à s'en faire une idée générale et précise, avant de pénétrer dans leur étude spéciale. Nous allons donc résumer ici les faits principaux, qui seront développés plus loin, et motiver l'ordre dans lequel on les a classés.

Il est à peu près démontré que les premiers essais tentés sur les minerais de fer, n'ont réussi qu'autant qu'ils s'effectuaient sur des minerais très-riches et presque purs. Ces minerais, chauffés avec du

charbon, se réduisent aisément, et si la température est convenablement élevée, le fer se combinant avec le charbon lui-même, produit ainsi de la fonte, de l'acier ou bien du fer doux, selon les proportions de charbon qui entrent dans le composé. Cette méthode, encore en usage aujourd'hui, dans nos forges catalanes, est la plus simple et la plus expéditive; mais aussi, celle qui s'exerce sur la plus petite échelle. Elle n'est d'ailleurs applicable qu'à des minerais peu répandus; mais avec des minerais convenables, elle fournit de bons aciers et d'excellents fers. Il serait plus difficile, et moins avantageux, de produire de la fonte; aussi n'en fait-on jamais.

Swedenstierna va même plus loin, car il suppose, d'après des faits réels, que les premières exploitations ont pu s'exécuter au moyen du bois lui-même, par un simple grillage en tas encaissé, la combustion étant animée par un soufflet. C'est ainsi que le fer, nommé *osmund* en Suède, fut produit pendant longtemps, et il existe peut-être encore dans ce pays, de petits foyers catalans chauffés au bois en nature, et où la combustion n'est excitée, qu'à l'aide d'un simple soufflet à main. Il y a peu d'années, Swedenstierna en a vu de tels, dans les provinces un peu reculées de la Suède.

2784. Quand les minerais sont moins purs, il devient fort difficile de souder les molécules de fer ramenées à l'état métallique, tant qu'elles sont disséminées dans la matière terreuse qui les accompagnait. Ici, les procédés de lavage qui permettent, ailleurs, d'enrichir à volonté la matière métallique, seraient peu praticables; car le minerai de fer a généralement une assez faible densité, et se réduit sous le bocard, en poussière très-fine; circonstances qui suffiraient pour faire rejeter un véritable lavage, si la dépense qu'il exigerait, ne venait elle-même le rendre presque toujours impraticable.

En pareil cas, il faut donc recourir à une réduction suivie d'un fondage général, qui permette au métal fondu et aux terres vitrifiées de se séparer, selon leurs densités respectives. Le fer n'étant fusible qu'à une température extrêmement élevée, cette opération eût offert d'étranges difficultés, si la chaleur nécessaire pour vitrifier les terres n'eût suffi, pour déterminer la combinaison du fer et du charbon, de manière à produire de la fonte, matière bien plus fusible que le fer pur.

Ainsi, le traitement des minerais de fer les plus communs, donne immédiatement naissance à une scorie terreuse que l'on rejette, et à de la fonte, dans laquelle tout le fer s'est concentré. Mais la fonte est déjà, par elle-même, un produit susceptible d'applications variées et fort importantes. Quand bien même l'exploitation s'arrêterait là, le résultat obtenu serait immense.

En outre, la fonte peut être considérée, comme un nouveau minerai de fer, et comme un minerai des plus riches, ce qui permet de saisir comment, en la soumettant aux méthodes qui sont employées dans les forges catalanes, on peut parvenir immédiatement à la con-

vertir en fer. Il suffit, pour cela, de la chauffer au contact de l'air, à une température suffisante pour déterminer la combustion du carbone qu'elle renferme. Le fer qui reste, alors, en parcelles plus ou moins volumineuses, peut se souder sans difficulté, car ces parcelles ne sont plus mêlées d'une grande quantité de matières terreuses.

En se rappelant que le fer du commerce renferme à peine des traces de charbon, que l'acier en contient un peu plus, et que la fonte en possède bien plus encore; en se rappelant, en outre, que le fer n'est, pour ainsi dire, pas fusible au moyen des fourneaux employés en grand, que l'acier peut très-bien s'y fondre, et la fonte encore mieux, on a la clef de tous les procédés, pris dans leur aspect le plus général.

2785. Dans l'exploitation du fer, comme dans celle du platine, on met à profit la propriété que ce métal possède, de se souder directement et sans intermède, à une haute température. Dans l'impossibilité où l'on est de le fondre, pour le mettre en lingots, on forge la masse spongieuse qui résulte du traitement, à une chaleur blanche, qui permet aux portions isolées de métal de se souder entr'elles.

Cette circonstance essentielle du traitement, étant bien conçue, on saisira facilement la série des idées qui ont dirigé quelques métallurgistes, dans les essais qu'ils ont tentés, pour obtenir le fer par un procédé direct applicable à tous les minerais. Si nous poursuivions la comparaison faite plus haut, nous dirions qu'ils ont voulu imiter ce qui s'est passé dans le traitement du platine. De même que ce dernier métal, qui n'est pas fusible, peut se mettre en lingots, sans passer par l'état d'arséniure fusible, par le seul effet du soudage; de même, on a pensé que le fer une fois réduit, pourrait être soudé, sans qu'il fût nécessaire de le convertir en fonte.

La réduction du fer, par le charbon ou l'hydrogène carboné, est facile; elle s'effectue au premier rouge, et par conséquent, bien au dessous de la température nécessaire pour la fusion des terres, et pour la production de la fonte. On peut donc réduire l'oxide de fer pur, en fer malléable, si on le chauffe avec une dose convenable de charbon, ou dans un courant de gaz hydrogène carboné. Le fer obtenu serait forgeable immédiatement, pourvu que l'on prît les précautions nécessaires, pour éviter d'émietter les masses obtenues.

Mais, si ce procédé peut offrir quelque chance de succès avec les oxides de fer purs ou presque purs, on conçoit que la présence des gangues en grande quantité, le rendrait impraticable, et que les mines de fer les plus communes, échapperaient à son application. On a proposé divers moyens pour remédier à cet inconvénient; mais ils sont loin d'offrir les chances de succès désirables.

2786. Si, dans ce point de vue, l'exploitation du fer a résisté aux espérances d'améliorations que l'on avait pu concevoir, ces dernières années ont été marquées par des essais d'une haute portée. Les méthodes de chauffage promettent de devenir plus économiques, d'une

part, au moyen de l'emploi de l'air chaud, dans les hauts-fourneaux, et de l'autre, par l'emploi du bois en nature, dans les mêmes appareils. Il faut s'attacher à ces idées, et en perfectionner l'application ; car il paraît que, dans l'industrie du fer, le feu sera longtemps, le seul agent véritablement applicable, et devra remplacer tous les autres moyens que le métallurgiste met à profit, pour les métaux que nous avons déjà étudiés.

Le résumé qui précède, nous indique les divisions naturelles de ce chapitre ; nous allons les présenter ici, pour en donner une idée précise.

1° Notions générales sur les minerais de fer, et sur les opérations préparatoires dont ils sont l'objet.

2° Traitement direct des minerais de fer.

3° Traitement des minerais pour fonte.

4° Moulage de la fonte.

5° Traitement de la fonte pour fer.

6° Fabrication de l'acier.

7° Fabrication du fer-blanc.

8° Observations sur la production et la consommation des produits du fer.

Chacune de ces divisions principales devra elle-même se partager en plusieurs articles distincts, qui seront classés dans l'ordre qui paraîtra le plus méthodique.

DES MINERAIS DE FER.

2787. Le fer se présente, dans la nature, sous une foule de formes, mais tous les minerais qui en contiennent ne sont pas propres à l'exploitation. Ce métal est à trop bas prix, pour que les minerais pauvres soient susceptibles d'un traitement en grand ; il est trop facilement altéré par le soufre, le phosphore, pour qu'on puisse aller le chercher dans des minerais sulfurés ou phosphoreux, au delà d'une certaine limite. Ces considérations et d'autres encore, qu'il serait trop long d'énumérer, réduisent le nombre des minerais de fer exploitables aux espèces suivantes, les seules que l'on trouve en assez grande quantité, et dont l'exploitation soit assez facile pour qu'on les traite en grand :

1° Deutoxide de fer, ou fer oxidulé, ou mine magnétique ;

2° Peroxide de fer, ou fer oligiste ;

3° Hydrate de peroxide de fer ;

4° Carbonate de protoxide de fer.

Les détails que nous avons donnés, dans le volume précédent, sur ces divers minerais, considérés sous le point de vue de leur composition et de leur gisement, nous dispensent d'y revenir ici.

Le métallurgiste attache bien plus d'importance à l'état d'aggrégation des minerais de fer, et aux matières accidentelles qu'ils peuvent contenir, qu'à leur nature chimique propre. On le concevra facile-

ment, car ces minerais sont presque toujours préparés à la fonte par un grillage préalable, ou par une longue exposition à l'air, de telle sorte que c'est du peroxide de fer qui est introduit réellement dans les fourneaux, quel que soit l'état primitif du minerai.

On distingue donc les mines terreuses, et les mines en roches.

Les premières sont quelquefois produites par du peroxide de fer, mais ordinairement par son hydrate. Les mines en roche comprennent toutes les autres espèces.

On lave les mines terreuses et on ne les grille généralement pas, bien que ce grillage pût offrir des avantages à peu près certains. La préparation mécanique dont elles sont l'objet est de la plus grande simplicité.

Au besoin, on les bocarde, mais souvent le bocardage n'est pas nécessaire; on les lave ensuite au moyen de patouillets (Pl. 71, fig. 1, 2). Comme cette opération a été déjà décrite, nous n'y reviendrons pas. (2404).

Les mines en roches sont toujours grillées; mais, en général, elles ne sont soumises à aucun lavage.

Les mines de fer peuvent contenir diverses substances accidentelles : le bisulfure de fer, le phosphate de fer ou de manganèse, sont celles qui produisent les effets les plus fâcheux; car elles rendent le fer cassant à chaud ou à froid, en le souillant d'une petite quantité de soufre ou de phosphore.

Un métal nouveau, le vanadium, qui s'est rencontré dans une mine de fer de la Suède, rend le fer mou; il est probable que dans les anciennes analyses, on l'a souvent confondu avec le chrôme, auquel il ressemble beaucoup.

Beaucoup de minerais de fer contiennent du titane; et si ce métal ne communique au fer aucune propriété fâcheuse, au moins faut-il observer, qu'à une dose un peu forte, il rend les minerais réfractaires.

Le zinc, le plomb, peuvent aussi se rencontrer dans les minerais de fer; mais le premier se volatilise, et le second se sépare toujours du fer réduit, en sorte que les produits obtenus n'en sont jamais souillés.

GRILLAGE DES MINERAIS.

2788. Les minerais de fer sont, ordinairement. accompagnés de silice, et quand cet acide manque, on est obligé d'en ajouter, pour déterminer la fusion des matières terreuses, qui se trouvent toujours avec l'oxide de fer. La silice possède la propriété de former, avec le protoxide de fer, un silicate qui ne se laisse pas réduire par le charbon, quand il renferme assez d'acide pour un silicate neutre, et à plus forte raison, un silicate acide. Il est donc essentiel d'éviter la production de ce silicate de fer. Parmi les moyens que l'on peut mettre en usage pour cela, le grillage des minerais n'est pas le moins efficace.

A l'aide de ce grillage, les minerais, perdant l'eau, l'acide carbonique, et en général les matières volatiles qu'ils renferment, sont ramenés ainsi à un état poreux, qui les rend propres à se laisser pénétrer par les gaz. Placés dans le fourneau de réduction, et enveloppés par la flamme, ils sont en contact par chacune de leurs molécules avec l'hydrogène carboné qui fait partie de la flamme, et se réduisent, dès qu'ils ont atteint la chaleur rouge naissant. Le fer est donc ramené à l'état métallique, longtemps avant que les silicates puissent prendre naissance, et lorsque ceux-ci se forment, le fer, déjà désoxidé, ne peut plus entrer en combinaison avec la silice, si cet acide trouve, d'ailleurs, des bases puissantes qui le saturent.

Les minerais grillés possèdent un autre avantage : ne pouvant plus fournir de matières gazeuses dans le fourneau de réduction, ils laissent à celui-ci son tirage complet, et ne forment pas, vers le haut du fourneau, une source de gaz, sans cesse alimentée, qui s'oppose au libre passage de la flamme, et qui en outre la refroidit.

Il serait donc utile de soumettre tous les minerais au grillage, ceux même qui sont désignés sous le nom de minerais d'alluvion, comme on le pratique dans quelques usines. Cette opération est au moins regardée comme indispensable pour les minerais durs, tels que les oxides de fer magnétiques et le fer oligiste, qui n'éprouvent qu'une altération lente de la part de l'air. Le fer spatique et les minerais des houillères pourraient, à la rigueur, se passer de grillage, parce qu'ils se modifient à l'air, en perdant leur acide carbonique et passant à l'état de peroxide ; mais, cette altération spontanée étant très-lente, le grillage en facilite beaucoup la fusion, parce qu'ils se suroxident et se désagrègent en entier, sous son influence, en peu de temps.

2789. Le grillage des minerais de fer, présente la plus grande analogie avec la cuisson de la chaux; les mêmes procédés conviennent également bien aux deux opérations; aussi, ce grillage peut-il s'exécuter en tas, à l'air libre, ou dans des enceintes de maçonnerie; ou bien enfin, dans des fourneaux.

Le premier de ces procédés consiste à placer sur un sol dressé, et que l'on a couvert de combustible, des couches alternatives de minerai et de combustible. On forme, en général, sur le sol, un lit de grosse houille d'un pied d'épaisseur; par-dessus, on met des couches alternatives de minerai et de houille menue; on forme ainsi un tas de douze à quinze pieds de large, de huit à dix pieds de haut et d'une grande longueur. On met le feu à l'une des extrémités, et on abandonne l'opération à elle-même. L'épaisseur de ces couches dépend de la qualité du combustible, et du degré de chaleur que les minerais peuvent supporter, sans entrer en vitrification.

Les emplacements de grillage s'entourent souvent de murs, pour empêcher que la chaleur ne soit inégalement répandue dans le tas de grillage, et que les parties exposées à l'action du feu, ne se vitri-

fient, avant que les autres soient suffisamment grillées. On obtient en outre, une économie dans le combustible, par ces constructions.

Enfin, on se sert de fourneaux construits de manière que le minerai puisse s'enlever par le fond, et que le travail continue sans interruption; ils ressemblent à ceux employés pour la cuisson de la chaux. Dans le pays de Galles, les dispositions des localités sont telles, que le minerai extrait des mines, est conduit par une descente légère dans les fourneaux de grillage, qui, eux-mêmes, sont placés de niveau avec la plate-forme des hauts-fourneaux. Pour effectuer ce grillage, on se sert toujours de menu charbon, ou de charbon de qualité très-inférieure.

La forme intérieure des fourneaux de grillage, est toujours un cône ou une pyramide rectangulaire renversée : nous décrirons deux appareils de ce genre, qui suffiront pour donner une idée exacte de tous ceux que l'on a construits jusqu'ici.

Le fourneau de grillage représenté *pl.* 62, *fig.* 4, 5, 6, 7, est employé depuis longtemps en Allemagne, et il a été établi au Creusot par un ingénieur des mines, saxon. Il est construit en briques; il a 17 pieds de hauteur; extérieurement, il est presque cylindrique; le vide intérieur est conique. Il a trois chauffes, *a*, placées latéralement, dans lesquelles on jette de la houille, et trois autres ouvertures, *b*, faites au niveau du sol, par lesquelles on retire le minerai, à l'aide d'un ringard, lorsqu'il est grillé. Un petit cône en fonte, *k*, placé au centre de la base du fourneau, force le minerai grillé à se présenter devant ces ouvertures. Les chauffes communiquent avec l'intérieur du fourneau, par les conduits *o*; le gueulard *c d*, est entouré d'une balustrade en bois *m n m' n'*.

Lorsqu'on met le fourneau en activité, on le remplit de minerai, et on le chauffe pendant quatre heures; au bout de ce temps, on retire par les ouvertures *b* une partie du minerai, qui se trouve complétement grillé, et on le remplace par autant de minerai cru qu'on jette par le gueulard. Ce travail continue ainsi, sans interruption, aussi longtemps qu'on le désire.

Au Creusot, l'objet du grillage était non-seulement d'expulser les substances volatiles, mais encore de fendiller le minerai, afin d'en rendre la préparation mécanique plus aisée.

Le fourneau du Creusot paraîtra trop élevé et trop étroit, pour toutes les localités où le minerai ne peut pas suivre une marche descendante régulière depuis son extraction, jusqu'à sa conversion en fonte.

Dans ce cas, le fourneau représenté (*Pl.* 62, *fig.* 1, 2, 3), dont la construction est d'ailleurs plus simple, serait préféré. Ce dernier se charge, pour commencer le feu, avec un peu de grosse houille, pardessus laquelle on jette du minerai; quand le feu est en bon train, on ajoute un lit de houille menue, puis un lit de minerai, et ainsi de suite, en alternant les couches: on retire à mesure, par le bas, le

minerai grillé. L'opération est donc plus aisée à conduire que dans le fourneau précédent: on ne dépense pas de grilles et on risque moins de donner à certaines parties du minerai un coup de feu capable d'en déterminer la fusion.

En général, les formes prismatiques ou rectangulaires étant peu favorables à la durée des fourneaux, on devrait donner la préférence à un fourneau dont le vide consisterait en un cône tronqué et renversé.

TRAITEMENT DIRECT DES MINERAIS DE FER.

2790. Les procédés employés pour obtenir le fer directement de ses minerais, se rangent en deux classes bien définies, qui peuvent se désigner sous les noms de *méthode allemande*, et de *méthode catalane*.

2791. *Méthode allemande*. Dans celle-ci, les minerais sont soumis à une véritable fusion, et on obtient un produit intermédiaire entre la fonte et l'acier; cependant, une partie est à l'état de fer malléable. On soumet cette masse à une seconde opération, nécessaire pour purifier le fer; on dépense ainsi beaucoup de charbon, et on éprouve un grand déchet. Cette méthode, pratiquée seulement dans le nord de l'Europe, en Carniole, en Carinthie, en Suède et en Norwége, disparaît peu à peu, et se remplace par les méthodes qui seront décrites plus loin.

On l'exécute dans des *stuckofen* ou *fourneaux à masse*, qui reçoivent leur nom de la masse ferreuse qui se rassemble dans leur partie inférieure. Leur hauteur est de 3m à 3m,50, depuis le gueulard jusqu'à la sole: leur forme est à peu près celle qui serait décrite par un tronc d'ellipse ou de cône, qui tournerait autour d'un axe vertical; ils sont plus étroits au gueulard qu'à la hauteur de la tuyère, ils ont 0m,80 à 1m,10 de diamètre, au foyer. Le plus ordinairement, il n'existe qu'une embrasure pour le travail et la tuyère; dans ce cas, on retire les soufflets pour faire sortir la masse, qu'on enlève par une ouverture pratiquée au niveau du sol, et qui est fermée avec des briques et de la terre argileuse, pendant la fusion.

La fusion s'exécute avec les précautions généralement observées dans les fourneaux analogues. On remplit le fourneau de charbon, on bouche la coulée, et on allume le feu à la partie inférieure. Dès que tout le combustible est enflammé, on charge le minerai grillé, par couches alternatives avec le charbon, en ayant soin d'augmenter successivement la quantité de minerai, jusqu'à ce que le dosage ait pris sa marche régulière. Le minerai descend, peu à peu, jusqu'à la tuyère: on fait couler le laitier; et le fer se rassemble au fond du fourneau, en une masse nommée *Stuck*. A mesure que cette masse augmente, on relève successivement le trou de la coulée, et la tuyère. Quand la quantité de fer accumulée dans le fourneau paraît assez grande, on arrête les soufflets, on enlève les scories, on renverse le

petit mur de briques qui ferme l'ouverture, et on fait sortir la masse de fer, à l'aide de crochets ou de ringards. On porte cette masse sous le marteau, pour en faire un gâteau de 8 à 10 cent. d'épaisseur, on la coupe ensuite en deux lopins, on soumet ceux-ci à une nouvelle opération, qui consiste à les traiter dans des affineries entièrement brasquées, et dans lesquelles le vent est presque horizontal. La masse ferreuse, mise dans la mâchoire d'une forte tenaille, est chauffée devant la tuyère; une partie du métal coule au fond du creuset, perd son carbone dans un bain de scories riches, et forme ensuite une loupe, dont le fer est entièrement affiné; la partie qui reste entre les tenailles donne de l'acier, qu'on étire en barres.

2792. *Méthode catalane.* Elle est pratiquée dans les Pyrénées, en Corse, etc. Elle diffère essentiellement de la précédente par la forme des fourneaux employés, qui sont ici de véritables forges, ainsi que par la marche de l'opération. Les minerais, indépendamment du grillage, sont fortement torréfiés avant la fusion; ces deux opérations se suivent sans interruption. Les minerais qu'on traite par cette méthode, doivent être très-fusibles et très-riches; ce sont des fers oxidulés, des fers hématites, et certains fers spathiques. On peut obtenir par la méthode catalane 40 p. 100 de fer; mais, terme moyen, on en obtient 33 p. 100.

Les fourneaux employés dans cette méthode sont des creusets rectangulaires (pl. 73), dont les proportions varient suivant les lieux; on distingue le foyer catalan, le navarais, le biscaïen, etc.

Dans une forge catalane, on remarque le foyer avec sa trompe; le gros marteau ou mail, et un second marteau plus petit.

Le foyer est disposé de façon que l'ouvrier puisse aller souvent, et facilement, visiter la tuyère, et donner convenablement le vent. Le fond du creuset (1) est formé d'une pierre de grès réfractaire, et la face de la rustine, qui n'est point recouverte de fonte, est construite avec une pierre de même nature. La face de la varme, et celle du contrevent, sont recouvertes de plaques de fonte; une plaque semblable, munie d'une taque de fer inclinée vers le feu, forme la face du chio.

Les dimensions du foyer sont variables : principalement, l'inclinaison du contrevent et la saillie de la tuyère dans l'intérieur du foyer. Quant à l'inclinaison de la tuyère, elle est ordinairement de 30°; elle est fixée avec soin, toutes les fois qu'on reconstruit le creuset, au

---

(1) Les cinq plaques qui composent le creuset O, *pl.* 73, ont chacune leur nom. Celle de la tuyère s'appelle *varme*; celle qui lui fait face, *contrevent*; celle du devant, qui est percée de trous, livrant passage au laitier, se nomme *chio* ou *laiterol*; celle du derrière, *rustine* ou *haire*; enfin celle du fond est appelée *fond*. Ces plaques sont, du reste, connues sous le nom de *taques*.

moyen d'un demi-cercle muni d'un fil à plomb. Les dimensions ordinaires sont :

	Catalan.	Navarrais.	Biscaïen.
	m	m	m
Largeur.	0,47	0,55	0,82
Longueur.	0,55	0,64	0,90
Profondeur. . . .	0,45	0,56	0,72
Hauteur de la tuyère au dessus du fond.	0,24	0,32	0,38

Cette tuyère est en cuivre, et sa direction rencontre le sol du creuset, entre le centre et l'angle formé par le sol et la plaque du contrevent.

La déclinaison de la tuyère est nulle ; elle est placée de manière à diviser le foyer en deux parties égales, et sa direction est parallèle aux faces du chio et de la rustine.

Le charbon de bois léger, celui du pin, exige un creuset plus ouvert et une plus petite saillie de la tuyère que le charbon de bois dur celui du hêtre.

2793. Pour faire une opération, on passe au crible le minerai, on mouille la poussière ou *greillade* qui en provient, on rejette dans le foyer les charbons embrâsés, provenant du travail précédent ; et on charge par-dessus du charbon frais que l'on tasse fortement, surtout du côté du contrevent. Quand le foyer est rempli, jusqu'au dessus de la tuyère, on le divise en deux, par une planche placée parallèlement à la face de la varme. On charge le minerai du côté du contrevent, et le charbon du côté de la tuyère : la charge se compose de minerai concassé et criblé ; les morceaux sont de la grosseur d'un œuf ou d'une noix. On recouvre le minerai de charbon, par-dessus lequel on tasse de la poussière de charbon, de la greillade et des scories humides, qui forment une espèce de voûte. On bouche le trou du chio avec de la terre grasse. Le chargement fait, on donne le vent, qui est d'abord faible, on augmente peu à peu son intensité ; au bout d'une heure, à peu près, il est le plus fort possible.

Pendant cette première époque de l'opération, un ouvrier travaille souvent dans le foyer avec un crochet ; il tasse le charbon sous le minerai, et ramène ce minerai du côté du contrevent, pour l'empêcher de tomber trop tôt au fond du creuset. Le crochet lui sert aussi à remettre de la terre grasse, quand cela est nécessaire, devant le chio ; un autre ouvrier jette sur le feu, toutes les fois qu'il paraît de la flamme, de la greillade humide, pour rabattre la flamme, et concentrer la chaleur dans le foyer. Au bout d'une heure, un ouvrier perce le trou du chio, pour faire écouler des scories, dues probablement, en grande partie, à la greillade ajoutée au commencement de l'opération.

Cette première partie de l'opération a pour objet principal la réduction du minerai. La petite portion de laitier qui se forme. provient

du minerai pulvérulent dont on s'est servi pour recouvrir le feu, et qui entre en fusion bien plus vite que les masses plus volumineuses dont la charge se compose.

2794. Immédiatement après le percement du chio, l'ouvrier monte sur l'aire du fourneau, et avance le minerai du côté de la tuyère. Pendant toute la durée de l'opération, avant de pousser le minerai vers la tuyère, on perce toujours le trou du chio; ce percement se fait à des intervalles de temps inégaux, lorsqu'on s'aperçoit que la flamme manque d'activité. On avance le minerai vers la tuyère, plus ou moins, suivant que les scories ne sont pas assez fluides ou le sont trop. Dans le premier cas, pour les faire sortir, on enfonce quelquefois dans le trou du chio une perche de bois mouillée, qui détermine un *crachement*; on entretient d'ailleurs, le foyer plein de charbon.

Quand tout le minerai a été réuni au fond du foyer, on met un panier de charbon par-dessus. On commence à rapprocher, avec un ringard, les grumeaux de fer disséminés, pour les aglutiner et en former une masse ou *massé* unique.

Quand le massé est formé, on arrête le vent; un des ouvriers enfonce un ringard, par le trou du chio, au dessous du massé; et un autre, monté sur le foyer, le traîne sur le sol de la forge. Là, il est d'abord battu à coups de marteau; puis on le traîne sur l'enclume, où on lui donne une forme à peu près carrée. Il est ensuite coupé en deux parties, dont l'une reste sur le sol de la forge, couverte de charbon, pour s'opposer à son refroidissement; l'autre partie est forgée sous le marteau, où on lui donne la forme d'un parallélipipède rectangle. Quand la pièce est trop refroidie, on la fait chauffer dans le foyer, où les ouvriers du poste suivant ont commencé une nouvelle opération; on la place du côté de la tuyère. On forge ensuite la deuxième moitié, et on étire le tout en barres.

La seconde époque du travail est bien caractérisée; elle a pour but la fusion du minerai réduit. Celle-ci ne peut s'effectuer, à la basse température de ces petits foyers, qu'au moyen de la conversion des terres en silicates fort chargés de protoxide de fer, de telle sorte qu'un minerai qui renfermerait 20 ou 25 p. 100 de silice, ne rendrait pas sensiblement de fer par ce procédé; on peut compter que chaque partie de silice en absorbe au moins, deux de protoxide de fer ou de manganèse. On ne peut pas éviter cette perte; car, si l'on ajoutait une base plus forte, comme la chaux, les scories, moins fusibles, entraveraient tout à fait l'opération.

Mais, comme le protoxide de manganèse peut remplacer et déplacer le protoxide de fer dans la scorie, il sera toujours avantageux d'en introduire, quand on aura sous la main, les produits naturels manganésiens convenables.

2795. On obtient les résultats suivants : 546 k. de minerai et autant de charbon, donnent un massé qui fournit après le cinglage de 168

à 170 k. de fer en barre. L'opération dure 6 heures. et le poste se compose de 4 ouvriers.

Voici l'analyse du minerai et des scories de l'usine de Ginela, d'après M. Combes.

Minerai.	
Matières volatiles. . .	10.6
Silice.	3.2
Oxide de manganèse. .	1.8
Chaux.	4.0
Magnésie et alumine.	traces
Peroxide de fer. . . .	79.6
	99.2

Scories.	
Silice.	26.4
Oxide de manganèse. .	11.6
Chaux.	16.2
Magnésie.	1.8
Alumine.	traces
Protoxide de fer. . . .	42.4
	98,4

Le tableau suivant présente la composition des scories de quelques forges catalanes, d'après M. Berthier.

	1	2	3	4	5	6
Silice.	0.290	0.270	0.416	0.258	0.333	0.496
Chaux.	0.088	0.134	0.010	0.030	0.000	0.018
Magnésie.	0.015	0.018	0.034	0 016	0.024	0.020
Alumine.	0.032	8 010	0.020	0.074	0 030	. . .
Protoxide de manganèse. .	0.176	0.192	0.078	0.032	0 035	0.040
Protoxide de fer. . . .	0.377	0.362	0.442	0.300	0.567	0.450
Fer métallique. . . .	. . .	. . .	. . .	0.310	. . .	. . .
	0.976	0.986	1.000	1.000	0.979	1.004

N° 1. Scories des forges de Vicdessos (Ariége), produites au commencement d'une opération.

N° 2. *Idem* produites à la fin de la même opération.

On traite dans les forges de Vicdessos les minerais de Rancié, qui sont des hématites manganésifères, dont la gangue est calcaire et argileuse.

N° 3. Scories de la forge de Pinsot (Isère), produites dans les premiers essais faits à cette forge.

Nos 4. 5 et 6. *Idem*, produites dans une opération courante; n° 4, le travail allant bien; n° 5, le travail allant médiocrement, dites *scories bleues*, parce qu'elles sont d'un noir-bleuâtre; et n° 6, le travail allant mal, dites *scories blanches*, parce qu'elles deviennent blanches, après un certain temps d'exposition à l'air.

2796. Nous avons fait observer que les premières exploitations de fer ont eu lieu, à l'aide de petits foyers analogues aux forges cata-

lanes, alimentés par des soufflets mus à bras d'homme : ces foyers s'établissaient partout où le bois et le minerai se trouvaient réunis, et dès que l'un ou l'autre était épuisé, l'usine se transportait ailleurs. Il est résulté de ce travail des scories qu'on trouve en monceaux énormes dans une multitude d'endroits : ces scories sont en général peu boursoufflées, ont dû être très-fluides, et ne renferment presque jamais de fer métallique.

Le tableau suivant donne la composition de trois échantillons de ce genre de scories, analysés par M. Berthier.

	Saint-Amand (Nièvre).	Saint-Martial (Dordogne)	Environs de Rouen.
Silice.	0.295	0.300	0.192
Chaux.	0.005	0.024	0.006
Alumine.	0.080	0.018	0.044
Protoxide de manganèse. . .	0.030	0.014	0 000
Protoxide de fer.	0.590	0.656	0.744
	1.000	0.992	0.986

Le fer que l'on obtient par la méthode catalane, est nerveux, se forge bien à toute température ; mais il ne peut pas se laminer aussi également que les fers qui proviennent de l'affinage des fontes. C'est un inconvénient commun à tous les fers obtenus dans les petits foyers; il est dû à la présence des grains aciéreux : aussi, ces fers ne sont-ils point bons pour les ouvrages délicats, tels que la ferrure des roues de voitures, etc. Mais ils sont préférés pour les instruments d'agriculture, les essieux, etc.

FABRICATION DE LA FONTE.

2797. Le procédé, à l'aide duquel on change le minerai de fer en fonte, diffère beaucoup de ceux que l'on vient de décrire, soit par la nature des appareils employés, soit par la marche des opérations.

En général, la production de la fonte s'exécute par un fondage complet du minerai. On s'arrange de manière que la silice qu'ils contiennent soit convertie en un silicate de chaux, d'alumine, de manganèse ou de magnésie, qui prend le nom de *laitier*, tandis que le fer s'unissant au carbone ou au silicium, donne naissance à la fonte proprement dite. On ajoute donc au minerai du calcaire ou *castine* ; des substances argileuses ou quarzeuses, *erbue* des ouvriers, selon qu'il est trop siliceux ou trop

calcaire : ces additions se font par voie de tâtonnement, au moyen du creuset brasqué. On y fond divers mélanges du minerai et du fondant qui convient, jusqu'à ce qu'on ait rencontré le dosage qui donne le maximum de fonte avec le minimum de fondant, et qui fournit en même temps un laitier bien vitreux. Dans cette fabrication, comme dans la précédente, on distinguera deux époques bien caractérisées, celle où s'exécute la réduction du minerai, et celle où s'opère sa fusion ; c'est pendant la dernière que la carburation du fer et sa conversion en fonte se réalise.

Les avantages particuliers que présente la conversion du minerai en fonte, consistent en une exploitation plus rapide, et susceptible de s'exécuter sur une échelle très-grande ; et en un traitement si parfait, que le fer peut être exactement séparé des terres, comme il le serait, dans une analyse en petit. Cette conversion n'est pourtant pas sans inconvénients. Elle oblige à une nouvelle opération, destinée à débarrasser la fonte des substances qui se sont unies au fer, et occasionne ainsi une double consommation de combustible ; mais la perfection des appareils, leur continuité, leurs grandes proportions, assurent à cette méthode une supériorité incontestable, même sous le rapport de l'économie du combustible.

2798. Les fourneaux en usage dans ce traitement, sont fort élevés, et prennent le nom de hauts-fourneaux. Ils ne reçoivent pourtant le coup de feu nécessaire à la fusion, que dans une zone peu étendue ; en sorte que les mélanges qui descendent lentement, subissent, peu à peu, toutes les altérations physiques ou chimiques, dont ils sont susceptibles. C'est cette lenteur qui permet à l'oxide de fer de se réduire, aux terres de se vitrifier, et au fer de se convertir en fonte. Tous les accidents qui pourraient troubler momentanément ces réactions définitives, sont détruits ou combattus par des forces sans cesse agissantes, et qui ont le temps d'opérer, si les mélanges sont dosés d'une manière convenable. Dans un fourneau bas, où les charges passeraient vite, il n'en serait pas ainsi.

Toutes les matières qui passent dans les hauts-fourneaux devant être fondues, on cherche à produire des composés terreux, de véritables silicates de chaux et d'alumine, doués d'une fusibilité convenable. On cherche, en outre, à introduire dans le mélange une base forte et en quantité convenable, pour éviter la scorification du fer, quand le minerai n'est pas calcaire par lui-même. C'est toujours la chaux qui est employée dans ce but. Si le minerai est trop calcaire, on y ajoute, au contraire, une matière argileuse ou siliceuse, pour rendre la fusion des terres complète, seul moyen d'éviter l'engorgement du fourneau, et de permettre à la fonte de se séparer des scories, en vertu de sa densité.

Les différences que l'on observe dans les hauts-fourneaux, tiennent, essentiellement, à la nature du combustible. On peut se servir en effet, de charbon de bois, de bois en nature, de coke, et de houille elle-même.

En France, on faisait généralement usage de charbon de bois, il en est de même en Allemagne, en Suède, etc. En Angleterre, l'emploi du coke a obtenu la préférence, et l'économie qui en résulte a fait introduire ce

procédé dans toutes les localités où la houille peut s'obtenir à un prix convenable.

Jusqu'à ces derniers temps, on avait regardé, comme impraticable l'emploi de la houille, ainsi que celui du bois, dans les hauts-fourneaux. Cependant, l'un et l'autre ont été réalisés depuis peu, et les avantages qui peuvent en résulter sont véritablement incalculables. Il suffit de remarquer, pour le faire comprendre, que ces combustibles employés, sous cette forme, peuvent produire un effet double de celui que l'on en obtient, dans le cas où on les soumet à une carbonisation préalable.

2799. Ces bases vont servir à classer les méthodes, non point dans l'ordre où il faudra les étudier un jour, mais dans l'ordre de leur pratique la plus habituelle. Nous nous occuperons donc ici,

1o des hauts-fourneaux à charbon de bois;

2o des hauts-fourneaux à bois;

3o des hauts-fourneaux à coke;

4o des hauts-fourneaux à air chaud, ou à houille.

Il est clair que si les avantages particuliers à la quatrième classe de hauts-fourneaux, sont confirmés par une pratique plus etendue, ainsi que tout l'annonce, il faudra bientôt modifier les trois premiers procédés.

En effet, dans les trois premiers fourneaux, on injecte de l'air froid pour alimenter la combustion; tandis que dans ceux de la quatrième classe, on injecte de l'air à une haute température. Cette modification assigne, dit-on, à ces fourneaux des propriétés spéciales, qui non-seulement, permettent l'emploi de la houille en nature, mais qui réalisent encore une grande économie de combustible, en donnant à la fonte des qualités qu'elle ne possède point au même degré, dans les méthodes ordinaires de fusion.

Ainsi, le classement adopté plus haut changera sans doute; mais les procédés y sont assez bien rangés dans l'ordre le plus convenable, sous le rapport historique et pratique.

2800. *Fonte au charbon de bois.* Les hauts-fourneaux employés dans la fusion des minerais de fer au charbon de bois, n'ont pas suivi les améliorations rapides qu'ont éprouvés les hauts-fourneaux au coke. En France, du moins, le sort des forges de cette nature, a pu exciter de justes inquiétudes, qui ont mis les propriétaires dans la nécessité de vivre au jour le jour, sans oser s'aventurer dans des améliorations d'avenir. Mais, à mesure que la question s'éclaire, il devient plus facile de calculer les chances de durée que possède chaque établissement, et partout où l'on possède d'excellents minerais de fer, on peut compter que l'usage du charbon de bois se maintiendra longtemps encore. Des usines, douées de cet avantage ne doivent donc rien négliger, pour améliorer les détails de leur procédé; car elles peuvent, en continuant l'emploi du charbon de bois, résister encore à la concurrence des hauts-fourneaux à coke.

La forme des hauts-fourneaux au charbon de bois, a donc présenté peu de variations. En général, ils sont beaucoup trop massifs, et diffèrent beaucoup, à cet égard, des hauts-fourneaux au coke les plus modernes. Ils

ont, en outre, des dimensions plus faibles, et produisent bien moins de fonte; désavantage, qui pourrait probablement s'atténuer ou s'effacer, si l'on se livrait à des essais raisonnés.

Le massif extérieur des hauts-fourneaux au charbon de bois (pl. 72) présente une pyramide quadrangulaire, plus ou moins élevée, mais dont la hauteur varie de 18 à 36 pieds. Pour diminuer leur masse, on donne ordinairement à la base, la forme d'un prisme, que l'on surmonte d'une pyramide. Le vide intérieur offre en général peu de largeur, mais on donne aux murs une épaisseur considérable, pour leur permettre de résister à la dilatation causée par la chaleur, qui tend à les fendre, vers le milieu des faces de la pyramide.

On préviendrait cette rupture d'une manière plus efficace, et pourtant plus simple et plus économique, en donnant au haut-fourneau la forme conique, qui seule permet d'établir entre toutes les parties, la symétrie nécessaire pour en prévenir la rupture, au moment des dilatations ou des contractions opérées pendant la mise en feu ou par le refroidissement des parois.

En France, on construit la base du fourneau égale à la hauteur, et les parties supérieures, quoique moins épaisses, le sont encore beaucoup.

2801. L'enveloppe extérieure, appelée *muraillement* ou *double muraillement*, est traversée de canaux destinés au dégagement de l'humidité, qui, passant à l'état de vapeur, romprait l'enveloppe extérieure. On consolide la maçonnerie, par plusieurs systèmes de barres de fer, reliées à l'extérieur par des ancres. A la partie inférieure, les hauts-fourneaux présentent deux embrasures, l'une pour l'écoulement de la fonte, l'autre, pour loger les soufflets qui lancent l'air dans l'intérieur du fourneau. Comme les matières à fondre, ainsi que le combustible, se chargent par le haut, et que la hauteur de ces fourneaux est considérable, on est obligé de pratiquer un chemin incliné, pour monter sur la plate-forme le minerai et le charbon nécessaires, ou mieux d'adosser les fourneaux au flanc d'une colline ou d'une montagne. Dans ce dernier cas, qui est très-fréquent, il faut avoir soin de les isoler du terrain sur lequel ils s'appuyent, pour éviter l'infiltration de l'humidité, qui nuirait à leur marche, et qui pourrait les faire éclater.

L'humidité qui s'introduirait par les fondations des fourneaux, doit également être évitée : on a donc soin de pratiquer à leur partie inférieure, des canaux destinés à réunir les eaux, et à leur donner un écoulement facile.

On élève les hauts-fourneaux sur des fondations très-solides, et au besoin on construit un pilotis et un grillage sur lequel on monte la maçonnerie.

2802. La partie intérieure des hauts-fourneaux, dans laquelle on charge le minerai et le charbon, s'appelle *cheminée* ou *cuve* : la forme anciennement adoptée pour ce vide, est celle de deux pyramides tronquées, opposées base à base. Ces pyramides sont carrées ou rectangulaires. Cette forme n'est certainement pas la meilleure; il vaut mieux adopter celle qui est

produite par deux cônes tronqués. La forme conique est plus commode à construire, parce qu'il suffit d'avoir un patron mobile autour d'un axe, pour en déterminer tous les points ; elle est plus favorable à un chauffage et à un tirage uniformes ; les fourneaux ainsi construits n'éprouvent que des altérations symétriques, et durent plus longtemps que les fourneaux rectangulaires, dans lesquels certaines parties souffrent plus que les autres.

La chemise du fourneau est construite en pierres, ou en briques très-réfractaires. Elles ne s'appuient pas immédiatement contre le muraillement extérieur ; elles en sont séparées par une couche de sable, de fraisil, ou de scories pilées. Celle-ci empêche les pertes de chaleur, parce que l'air qui enveloppe les grains sableux, forme une couche qui conduit mal le calorique ; elle permet aux parois de se dilater sans se fendre, et sans faire ouvrir l'enveloppe extérieure, le sable pouvant être facilement déplacé. Enfin, cette construction permet de réparer l'intérieur du fourneau sans toucher au muraillement.

Le plan d'intersection de ces deux pyramides ou de ces deux troncs de cône, est ce qu'on appelle *le ventre* du fourneau. C'est seulement vers ce point ou même un peu au dessous que le minerai, déjà réduit dans la partie supérieure, commence à se fritter. Il descend ensuite dans l'*ouvrage*, où le métal se sépare de la gangue qui l'accompagne, qui entre, elle-même, en fusion.

Quand la réunion des deux cônes ou pyramides, qui composent le vide intérieur, s'opère par une intersection brusque, la marche du haut-fourneau ne tarde pas à dégrader le ventre. Il faut que cette réunion s'opère au moyen d'une courbure douce, qui évite toute irrégularité dans la marche de la flamme ou celle des minerais.

2803. La *cheminée supérieure*, c'est-à-dire, celle qui est au dessus du ventre, est surmontée d'une partie cylindrique qui a 18 pouces ou 2 pieds de haut, c'est le gueulard. Cette ouverture sert à charger le minerai et le charbon dans le fourneau. Pour que la surface du gueulard ne se dégrade pas, on la recouvre d'une plaque de fonte.

Le rôle de la cheminée supérieure est très-essentiel. Quand le minerai se charge crû, c'est là qu'il éprouve un grillage, qui volatilise l'eau, et les substances volatiles qu'il contient ; il se désoxide ensuite, par l'action du charbon et du gaz hydrogène carboné, avec lesquels il est en contact ; et, à mesure qu'il descend, la température s'élève, de sorte qu'il arrive au ventre, tout préparé pour la fusion.

2804. On donne le nom de *grand foyer* ou *vide inférieur*, à la partie pyramidale ou tronc-conique qui est au dessous du ventre. Cette partie du fourneau se subdivise en deux ou trois parties. Dans tous les cas, la partie inférieure, où le métal fondu se rassemble, s'appelle *creuset* ; elle a la forme d'un prisme.

Ordinairement, le grand foyer est divisé en trois parties ; la première, est une pyramide très-évasée, qui forme l'*étalage* ; c'est là, que le fer commence à se combiner avec une certaine proportion de charbon, pour se

transformer en fonte. La seconde, dont les faces approchent très-près de la verticale, est désignée sous le nom d'*ouvrage*. Enfin la troisième est un prisme quadrangulaire, dans lequel se rassemble la fonte; c'est le *creuset* proprement dit.

2805. On donne à ces diverses parties, des proportions différentes suivant la nature des minerais, celle du combustible; ainsi qu'en raison du genre de fonte que l'on cherche à produire. Il est donc fort difficile de donner les dimensions les plus avantageuses, d'une manière absolue. On ne peut établir à cet égard que des indications générales.

La hauteur des fourneaux varie de 18 à 35 ou 40 pieds. Dans les fourneaux trop bas, les matières arrivent rapidement à une haute température, et la réduction du minerai tend à se confondre avec la fusion, ce qui augmente la proportion du fer qui passe dans les scories. La fonte passant d'ailleurs trop vite, au travers de la partie la plus chaude du fourneau, on ne peut pas obtenir de la fonte grise. Une autre cause, et la principale peut-être, tend aussi à en empêcher la production : c'est que les minerais n'arrivent pas assez échauffés à l'ouvrage, la haute température qui s'y développe est donc employée, mal à propos, à les échauffer d'abord, avant de les fondre.

Le rayonnement et le contact de l'air, occasionnent des pertes de chaleur plus fortes dans les petits fourneaux que dans les grands; les fourneaux élevés sont donc préférables; mais la hauteur utile varie avec la qualité du combustible; en effet, la température du gueulard diminuant, à mesure que la hauteur du fourneau augmente, il arriverait un point où cette partie ne serait point assez échauffée, pour le tirage qu'il faut y conserver.

Le charbon léger de sapin, et l'emploi d'une machine soufflante faible, ne permettent guère qu'une hauteur de 6 ou 8 mètres. Mais alors, les minerais réfractaires ne se réduisent qu'avec perte, ou peuvent même résister, au point de rendre l'opération impossible. Le charbon restant le même, si l'on dispose d'une machine soufflante assez puissante, on peut donner au moins 9^m à 10^m d'élévation au fourneau. Enfin, avec du charbon de bois dur, et une bonne machine soufflante, le fourneau peut avoir 11 à 12 mètres de hauteur, et alors, on le conçoit, il est utile de la donner.

La largeur doit varier avec les circonstances, car on sait que la chaleur est plus intense dans les foyers étroits. L'intérieur du fourneau, surtout vers le point où commence la fusion, doit donc être étudié avec soin. Si le charbon est léger, que les minerais soient réfractaires, et la machine soufflante faible, la cuve doit être moins large que si l'on avait à traiter des minerais fusibles, avec du charbon compacte et une machine soufflante énergique.

2806. La puissance de la machine soufflante détermine, en grande partie, la hauteur du fourneau. En d'autres termes, cette détermination repose sur la quantité de combustible brûlée en un temps donné, la nature du minerai ayant d'ailleurs peu d'influence. La hauteur du fourneau doit augmenter, en effet, avec la consommation du charbon, pour que toute la

chaleur produite soit absorbée par le minerai, ou les matières qui composent la partie supérieure des charges. Ce qui revient à dire, en définitive, que les gaz devant sortir du gueulard avec une température constante, quelle que soit la hauteur du fourneau, il faudra pour utiliser la chaleur produite, élever le fourneau, en raison de la chaleur qui est développée dans son intérieur, et par conséquent, en raison du combustible consommé, ou du vent employé.

En augmentant le vent, on peut donc augmenter la hauteur du fourneau, tant que la friabilité du charbon, qui étant trop tassé, opposerait un obstacle mécanique au passage de l'air, ne vient pas y mettre obstacle. M. Karsten admet qu'une machine soufflante, donnant 37 mètres cubes d'air par minute, suffit pour un fourneau à charbon de bois de 12m,55 de hauteur, sur une largeur au ventre de 3m 14, à 3m 76. Tandis que des soufflets qui ne fournissent que 6 à 9 mètres cubes d'air par minute, peuvent activer, à peine, un fourneau de 6m,27 de hauteur, sur une largeur au ventre de 1m,56.

2807. La hauteur des hauts-fourneaux dépend donc principalement du volume d'air qu'on y lance. La nature du minerai et celle du charbon, interviennent, quand il s'agit de fixer les proportions relatives du vide intérieur. Deux fourneaux de même hauteur étant donnés, celui qui est chargé en charbon pesant et en minerai fusible, doit être plus large que celui qui fond des minerais réfractaires, et qui consomme un charbon léger. Les étalages du premier seront plus longs que ceux du dernier. Si le vent est fort, les étalages doivent faire un angle de 60° avec l'horizon, d'après les expériences faites en Silésie.

2808. L'ouvrage est en rapport dans ses dimensions, avec celles du fourneau ; un ouvrage trop élevé occasionnerait la destruction des parois. Dans les fourneaux ordinaires, l'élévation de l'ouvrage au dessus de la tuyère, ne doit pas être au dessous de 1m 88 ; sa largeur à la tuyère étant de 0,47. L'ouvrage est toujours évasé vers le haut, pour faciliter la descente des charges. La largeur à la partie supérieure est ordinairement, d'un tiers plus grande que celle prise à la hauteur de la tuyère. Ces principes peuvent sans doute, guider dans le choix des proportions d'un fourneau ; mais il est des circonstances qui les modifient, et que l'expérience seule fait connaître.

Les fig. 1, 2, 3 et 4, pl. 72, représentent un fourneau construit depuis peu de temps, et qui donne des résultats très-avantageux.

2809. La pression de l'air lancé dans le fourneau, pour brûler les différentes espèces de charbon avec la vitesse convenable, et produire le *maximum* de chaleur, doit varier avec la qualité du charbon. Nous manquons d'expériences à cet égard ; mais, cependant, M. Karsten admet dans son traité, qu'en général les colonnes d'eau, faisant équilibre à ces pressions, doivent avoir les hauteurs suivantes:

Espèces de charbon.	Hauteur des colonnes d'eau.		
	m.		m.
Charbon de sapin très-léger.	0,31	à	0,46
Charbon de sapin, bonne qualité. . .	0,46	à	0,63
Charbon de pin sylvestre, et de bois dur.	0,63	à	0,94
Coke tendre et facilement inflammable.	1,25	à	1,88
Coke dur et compacte.	1,88	à	2,51

2810. Les matières nécessaires à la marche d'un haut-fourneau étant rassemblées, on procède à la mise en feu. Celle-ci exige de grandes précautions, comme toutes les opérations de ce genre, quand elles se pratiquent sur des appareils d'un grand volume.

On sèche le fourneau avec beaucoup de soin, surtout quand il est récemment construit; à cet effet, on ferme l'ouverture de la tuyère, afin d'éviter le courant d'air qui s'établirait par cet orifice. On nettoie le creuset, on allume extérieurement au fourneau, un petit feu de bois sec, qu'on approche peu à peu de l'ouvrage. On attend plusieurs jours avant de porter le feu dans le creuset, afin que l'humidité soit en grande partie dégagée. On jette alors du charbon embrasé dans le creuset. On emplit, peu à peu, l'ouvrage avec du charbon, à mesure que la dessiccation s'avance, et que la température du fourneau augmente. Enfin, on charge en charbon, sans ajouter de minerai, jusqu'à ce que tout le fourneau soit plein. Si le fourneau est très-grand, et que les parois n'aient pas été renouvelées, on peut abréger l'opération, en remplissant la cuve, en une seule fois, lorsque le charbon est arrivé à la moitié ou aux deux tiers de la hauteur.

Cette opération peut durer de huit jours à trois semaines, suivant les réparations qu'on a fait subir au fourneau. Quand elle est terminée, et que le fourneau est en plein feu, on ajoute à chaque charge une petite quantité de minerai qu'on augmente successivement.

2811. Aussitôt que le métal paraît dans l'ouvrage, on nettoie le creuset, on place la *dame*, pierre ou masse de fonte qui en ferme l'entrée, et l'on bouche le trou de la coulée avec de la brasque.

Ce n'est qu'à cette époque qu'on donne le vent, qui doit être administré d'abord avec beaucoup de lenteur, afin que la température trop brusquement élevée, ne cause pas de dégâts dans le fourneau. En outre, comme les charges en minerai ont été faibles jusqu'à ce moment, la chaleur développée, ne trouvant pas son emploi, se porterait sur les parois, et risquerait de mettre en fusion les pierres de l'ouvrage et des étalages. On augmente le vent, à mesure que des charges plus fortes se présentent dans l'ouvrage; mais ce n'est qu'au bout de 3 à 4 jours, qu'il reçoit toute sa vitesse.

On nettoie le creuset, afin que la fonte et le laitier, à mesure qu'ils coulent, puissent s'y loger, et en remplir peu à peu, toute la capacité.

On évite de surcharger le fourneau en minerai, pendant les premiers jours de sa mise en feu; la chaleur n'étant pas encore assez élevée, il pourrait se former des engorgements, qui nuiraient à sa marche, au point de faire sentir leur influence pendant toute la campagne. Lorsque le fourneau a acquis le degré de chaleur convenable, une surcharge accidentelle

ne saurait avoir des suites anssi graves, parce que les murs peuvent céder aux matières, une partie de leur calorique. A mesure que le charhon hrûle et que le minerai fond, les charges descendent, et il se forme un vide dans le gneulard, que l'on remplit par de nouvelles charges. On mesure exactement, le fondant, le minerai et le charhon. Les charges ne doivent être ni trop fortes ni trop faihles; dans le premier cas, elles refroidissent le fourneau; dans le second, le minerai descend ohliqnement, et par chutes irrégulières, qui nuisent à la marche du fourneau.

On charge donc le charboa, le minerai et la castine par mesures déterminées et à des époques réglées. Dans quelques hauts-fourneaux, on pose sur le mélange un poids suspendu à une chaîne; ce poids descend avec le mélange, à mesure que celui-ci s'affaisse, et quand la charge est arrivée plus bas que la longueur de la chaîne, le poids agissant sur celle-ci, fait partir une sonnerie, qui avertit l'ouvrier de service.

2812. Le laitier qui arrive le premier à la hauteur de la dame, est visqueux; on l'arrache avec un ringard; mais hientôt, le fournean s'échauffe, et le laitier devient assez liquide pour couler à mesnre qu'il s'assemble dans le creuset. La fonte plus pesante que le laitier, gagne la partie inférieure du creuset, s'y accumule, et finit par atteindre la surface de la dame. On se prépare alors à faire la conlée : on creuse dans le sahle les rigoles qui doivent la recevoir, on débarrasse la tuyère et l'ouvrage, des masses endurcies et des laitiers visqueux qui s'y sont attachés. Tout étant prêt, on arrête le vent, et on perce aussitôt le trou de la coulée, en y enfonçant des ringards à coup de masse. La percée est quelquefois pénible, parce que la coulée est ohstruée par la fonte ou des laitiers figés. Dès que le trou est ouvert, la fonte s'échappe comme un ruisseau de feu, et vient remplir les sillons creusés dans le sahle, qui servent de moule. La coulée terminée, les soins des ouvriers se partagent, et tandis que les uns s'occupent du fourneau, les autres jettent peu à peu, du sable sur le lingot de fonte, de manière à le recouvrir complètement. Cette précaution, outre qu'elle garantit le métal de l'oxidation, a pour objet d'en rendre le refroidissement plus lent; ce qui est utile à la honne qualité de la fonte.

Lorsque la fonte doit être raffinée, les moules ont la forme d'un prisme triangulaire très-allongé, et le solide de fonte qu'on ohtient s'appelle *gueuse*.

On rehouche promptement le trou de la coulée, on remplit le creuset de charbon allumé, on ferme la tympe, on débouche la tuyère, et on fait aller les machines soufflantes. L'opération recommence bientôt.

La fonte obtenue aux premières coulées est toujours de la fonte blanche, parce que la température n'est pas encore assez élevée. Mais, qnand la chalenr est arrivée à son maximum, le fourneau prend une allure régulière et peut donner de la fonte grise, si la nature des minerais, ainsi que le dosage le permettent.

La fonte blanche destinée à la fabrication du fer forgé, est coulée régulièrement par intervalles fixes, une ou deux fois par jour, selon la rapi-

dité du fondage, la capacité du creuset, et la richesse du minerai. La fonte grise destinée au moulage, peut quelquefois se couler directement dans des moules; mais ordinairement, les ouvriers la puisent dans l'avant-creuset, avec des poches ou cuillers en fer, enduites intérieurement d'une couche d'argile.

La capacité du creuset est très-variable; la quantité de métal qu'il contient est comprise entre 600 et 2500 kilog.

2813. La fonte blanche est plus facilement transformée en fer que la fonte grise, et cette dernière convient au contraire mieux au moulage. On a donc intérêt à obtenir de la fonte blanche ou grise, à volonté.

La fonte blanche provient presque toujours d'un défaut de chaleur dans le fourneau; elle n'a pas pu dans cette circonstance se convertir en fonte grise. On a donc de la fonte blanche quand le fourneau ne s'échauffe pas assez; soit par quelque vice dans sa forme, soit par l'insuffisance des machines soufflantes; et on en produit encore, quand la quantité de minerai est trop forte relativement au charbon. Quand la forme du fourneau et la puissance des machines soufflantes sont convenables, il suffit d'augmenter le vent ou la quantité de charbon, ou tous les deux à la fois, pour obtenir de la fonte grise. On obtient de la fonte blanche par des modifications inverses, c'est-à-dire, en diminuant le vent et en surchargeant en minerai.

2814. Dans cet exposé rapide des opérations qui donnent naissance à la fonte, nous avons évité de faire intervenir aucune question de théorie, ou même aucune considération chimique. Nous allons examiner maintenant le traitement avec soin, sous ce point de vue.

Il est rare qu'un minerai de fer puisse être fondu sans addition, de manière à fournir tout son métal; presque toujours, il est nécessaire d'y ajouter une matière calcaire ou castine, ou bien une substance siliceuse, ou erbue. Il est impossible de fixer les proportions des fondants qui conviennent le mieux; des essais répétés peuvent seuls les faire connaître. Ces essais s'exécutent au creuset brasqué, comme s'il s'agissait d'un essai de fer ordinaire. On met d'abord un excès de castine qui est, en général, la matière qui manque au minerai, et on fond; cet essai fait connaître le maximum de fonte. On diminue ensuite la castine, jusqu'à ce que la fonte elle-même commence à diminuer, ce qui indique le minimum de castine.

Cette méthode se conçoit aisément, car la chaux fournie par la castine a pour objet d'empêcher la silice de former un silicate de protoxide de fer, qui serait irréductible par le charbon: il faut donc mettre assez de chaux, pour que tout l'oxide de fer demeure libre et puisse être réduit; mais un excès de castine serait inutile, si le minerai est pur.

Quand le minerai est pyriteux, il faut changer la marche de l'essai, et rechercher la proportion de castine la plus forte que les minerais puissent supporter, sans que les laitiers cessent d'être fusibles. En effet, plus il y aura de chaux dans les laitiers, et mieux la fonte sera dépouillée du soufre: à la faveur de la chaux, cette substance passe dans les laitiers à l'état de sulfure de calcium.

Quand le minerai est trop calcaire, il faut chercher par les essais, le minimum de matière quarzeuse à ajouter, car c'est ainsi qu'on obtiendra le maximum de fonte; ensuite on tâtonne quelques dosages, en augmentant la dose du fondant siliceux, jusqu'à ce qu'on ait les laitiers les plus vitreux, sans avoir diminué la production en fonte.

Bien entendu, que ces essais doivent se faire, autant que possible, à une température analogue à celle du haut-fourneau, avec des matières identiques avec celles qu'on y traite, et représentant leur composition moyenne. Le fourneau d'essai doit donc être chauffé avec le même combustible que le haut-fourneau, et, pour en étudier la marche, il faut y passer d'abord, des creusets renfermant les matières que le haut-fourneau fond, dosées de la même manière que dans l'opération en grand. En variant la durée du coup de feu, on reconnaît bientôt, quelle est celle qui correspond à l'effet produit par le haut-fourneau lui-même : il suffit de comparer les effets de la fusion en petit, avec ceux de la fonte en grand. Ce premier point une fois fixé, tous les essais deviennent faciles et exacts, sans qu'on soit obligé de recourir à des analyses chimiques, toujours longues et souvent trop difficiles, pour qu'on puisse les exécuter dans les usines.

2815. Nous avons déjà indiqué, plusieurs fois, qu'il y avait à distinguer diverses époques dans le travail du haut-fourneau. Les minerais se réduisent dès les premiers instants de leur séjour dans le fourneau; car il suffit d'une chaleur rouge sombre, pour que cette réduction s'opère en présence de l'hydrogène carboné, que l'eau, décomposée par le charbon, ne manque pas de produire.

En arrivaut à la bauteur des étalages, les minerais sont donc déjà réduits et fortement échauffés; c'est là que le minerai et le fondant commencent à réagir : c'est dans l'ouvrage que s'achève la fusion.

La fusion et la conversion en fonte du fer réduit d'abord, sont à peu près simultanées; car tant que le fer n'est pas parvenu à cette haute température, il n'a guère pu former autre chose que de l'acier de cémentation, ou à peu près.

Le coup de feu que les matières peuvent supporter, décide, en général, de la nature de la fonte. Un laitier très-fusible ne permet guère de produire autre chose que de la fonte blancbe; la fusibilité du laitier ne permet point aux matières de séjourner assez longtemps dans la partie la plus chaude du fourneau, pour que la prodnction de la fonte grise puisse avoir lieu. Un laitier peu fusible détermine, au contraire, la formation de la fonte grise par une raison opposée; car, dans ce cas, le séjour des matières dans l'espace où la plus haute température du fourneau se développe, est nécessairement nn peu plus prolongé.

2816. Cette influence de la température sur la nature des fontes, est un fait tellement important, que nous citerons ici les observations de M. Fournel, à ce sujet.

Les deux hauts-fourneaux dont il s'agit, celui de Brousseval, qui travaille en fonte grise, et celui de Tempillon, qui ne fournit que de la fonte

blanche, se trouvant placés dans les mêmes circonstances, traitent des minerais tirés des mêmes localités, avec des charbons provenant des mêmes forêts.

Usine de Brousseval (fonte grise).

Années.	Fonte produite exprimée, en kilog.	Nombre de bannes consommées (1),	Nombre de bannes par 1,000 kil. de fonte.
1824.	686729 kilog.	1353 b. 54	1,916
1825.	702617	1333 21	1,98
1826.	762263 50	1446 99	1,90
1827.	770626 50	1480 16	1,92
	2922236 »	5613 b. 90	

La consommation moyenne est de 1,92 bannes pour 1,000 kilog.; c'est donc, pieds cubes, 245,72 pour produire 1000 kilog. de fonte grise.

Les charbons brûlés à Brousseval sont des charbons mêlés, qui pèsent 7 kilog. 50 le pied cube; ainsi, 1843 kil. de charbon donnent 1000 kil. de fonte grise: 'est 1,84 de charbon pour 1 de fonte.

Tempillon (fourneau en gueuse).

1er fondage.	1822.	297282 kil.	402,75 bann.
2e	1822-1823.	443281	590,46
3e	1823-1824.	656607	854,63
4e	1824-1825.	713537	952,10
5e	1825-1826.	637794	830,62
6e	1826-1827.	611697	872,95
		3,360,198 kil.	4,503,51 bann.

C'est, terme moyen, 1 banne 34 par 1000 kilog., ou, en d'autres termes, il a fallu 171 p. cub. 52 pour produire 2000 kilog. de fonte blanche; en poids, ce serait 1,286 de charbon pour 1 de fonte.

De la comparaison de ces résultats, il suit que si v représente le volume de charbon nécessaire pour produire un poids donné de fonte blanche, $V = v + \frac{v}{2,31}$ sera le volume nécessaire pour produire le même poids en fonte grise.

Cette formule, d'où l'on tire à volonté la valeur de V ou de v, permet de calculer la dépense ou l'économie qu'amène le passage d'un genre de travail à l'autre.

Si les consommations étaient connues en poids, il faudrait se servir de la formule $P = p + \frac{p}{2,28}$, où p exprime le poids du charbon nécessaire pour obtenir un poids donné de fonte blanche, et P le poids de charbon à employer pour la même quantité de fonte grise.

Quand on produit des fontes destinées à l'affinage, on cherche à mettre

(1) La banne se compose de trente-deux rasses, et chaque rasse de quatre pieds cubes; ainsi la banne est de 128 pieds cubes.

pour chaque charge de charbon, toute la quantité de mine que cette charge peut supporter. Pour les fontes destinées au moulage, le problème est plus compliqué : la qualité entre en première ligne ; la quantité doit être la plus grande possible, sans doute; mais la fonte ne devant être ni trop grise, ni claire, la quantité est diminuée par les proportions que l'on emploie.

2817. On pourrait croire que dans les fourneaux qui travaillent en fonte blanche, il y a perte par surcharge de mine par rapport au charbon; on peut se demander, en un mot, si une quantité donnée de mine doit rendre le même poids en fonte blanche ou en fonte grise. Voici un tableau décisif à ce sujet.

Fonte blanche.

Fondage.	Années.	Poids de fonte.	Queues de mines (1).	Queues de mines pour 1000 kil.
1er	1822	297.282 k.	727,62	2,45
2e	1822-1823	445,281	1267,62	2,85
3e	1823-1824	656,607	1679,00	2,55
4e	1824-1825	715,537	1922,66	2,69
5e	1825-1826	637,794	1739,75	2,72
6e	1826-1827	611,697	1641,50	2,69
		3,360198 k.	8978,15	

Ainsi, terme moyen, il a fallu 2 queues 67 pour 1000 kilog. de fonte blanche.

Fonte grise.

Années.	Poids de fonte.	Queues de mine.	Queues de mines pour 1000 kil.
1824	686,729 kil.	1742,02	2,54
1825	702,617	1786,25	2,54
1826	762,263 50	2154,66	2,82
1827	770,626 50	2171,17	2,82
	2,922,236 kil.	7854,10	

La moyenne du travail de ces quatre années est de 2 q. 68 pour produire 1000 kilog. de fonte grise.

On voit que le résultat est le même, que la différence dans le mode de travail n'influe que sur la quantité relative de charbon, et que le maître de forges, en changeant son travail, n'a véritablement à tenir compte que d'un seul élément.

2818. On a fait en Suède, en Allemagne et en France, une étude approfondie de la composition des diverses variétés de fontes, ainsi que des laitiers. Il est fort digne de remarque que, dans un genre d'analyses, qui présente de graves difficultés, les résultats que l'on a obtenus, soient généralement d'accord, quoique faits de la manière la plus indépendante; car ils ont été simultanés, ou à peu près.

En Suède, on a soumis à l'analyse, non-seulement des fontes et des

(1) La queue est de 16 pieds cubes.

scories provenant du travail en grand, mais aussi, des produits analogues formés dans des opérations d'essai, exécutées en petit, au creuset.

On a trouvé dans les fontes préparées en grand, des traces de calcium de magnésium, d'aluminium, de soufre et de phosphore, et des quantités variables de manganèse. Le carbone variait de 4 à 5 centièmes, tandis que le silicium ne s'élevait guère qu'à la dose de 3 à 4 millièmes.

Dans les fontes préparées en petit, on a rencontré les mêmes substances; mais le carbone y a varié de 2 à 6 centièmes, tandis que le silicium, quelquefois nul, s'est élevé jusqu'à 3 centièmes dans certains essais.

Ces variations sont soumises à une règle certaine. Si l'on suppose la température assez élevée, pour la production de la fonte, on trouve que la température la plus basse donne la fonte la plus riche en charbon, et la plus pauvre en silicium ou en métaux terreux ; au contraire, les fontes qui ont subi l'effet de la température la plus élevée, contiennent bien moins de charbon, et sont plus riches en silicium ou en métaux terreux.

On se rend facilement compte de ces variations; car la réduction du fer, qui s'opère en présence du charbon, doit donner naissance, en premier lieu, à du carbure de fer. Celui-ci réagit ensuite, sur la silice et les oxides terreux qui font partie du laitier, à mesure que la température s'élève. Il en résulte de l'oxide de carbone qui se dégage, tandis que le silicium et les métaux réduits, entrent en combinaison avec la fonte non attaquée, et en modifient la composition. On peut donc assurer que la diminution du charbon et l'augmentation du silicium marcheront simultanément, et seront proportionnelles à l'élévation de la température, et à la durée du coup de feu.

Dans les travaux en grand, on doit donc trouver la fonte d'autant plus riche en silicium, que le charbon est plus dense, le haut-fourneau plus élevé, le vent plus puissant, et, en un mot, la température plus haute; c'est ce qui s'aperçoit immédiatement, en comparant l'analyse des fontes produites au moyen du charbon de bois, avec celles qui résultent du travail au coke.

2819. Les analyses suivantes, dues à M. Karsten, jettent beaucoup de jour sur les modifications que les produits éprouvent, quand on vient à faire varier ainsi la température des hauts-fourneaux, pour obtenir des fontes diverses. Elles ont été faites sur les produits des forges de Hamm, où l'on fond les minerais sans addition de castine, et où, par conséquent, l'on ne peut introduire d'autres variations que celles qui résultent du rapport entre la charge en minerai et le charbon.

Dans les trois expériences qui ont donné lieu à ces analyses, on a augmenté progressivement la quantité de minerai, celle de charbon restant la même, comme les nombres 2, 5 et 8, en volume.

	1re *Expér.* Fonte grise.	2e *Expér.* Fonte blanche lamelleuse.	3e *Expér.* Fonte blanche caverneuse.
Fer.	86,759	89.758	95.21
Manganèse. . .	7,42	4,49	1,79
Silicium. . . .	1.31	0,55	0.00
Graphite. . . .	2,37	0.00	0,00
Carbone combiné.	2.08	5,14	2.91
Soufre.	0.001	0,002	0,01
Phosphore. . . .	0,08	0.08	0.08
	100,000	100,000	100,00
	Son laitier.	Son laitier.	Son laitier.
Silice.	49,57	48.39	37.80
Alumine.	9,00	6.66	2.10
Protoxide de fer. .	0.04	0,06	21.50
Protoxide de mangan.	25,84	33.96	29,20
Magnésie. . . .	15,15	10,22	8,60
Soufre.	0.08	0,08	0,02
	99.68	99,37	99,22

On peut tirer de ces analyses les conclusions suivantes, qui s'accordent, en général, avec les résultats précédemment exposés.

1o Quelle que soit la composition des laitiers non calcaires, le phosphore passe toujours en entier dans la fonte. On peut dire même que des laitiers très-calcaires et les minerais les plus purs, donnent encore des fontes légèrement phosphoreuses, à cause des phosphates qui proviennent de la cendre des charbons employés.

2o Il n'en est pas de même du soufre, qui passe dans les laitiers, à l'état de sulfure de calcium ou de magnésium, forme incompatible avec la présence du protoxide de fer dans ces matières. De telle sorte, que la perte qu'on éprouve, en laissant du fer dans les laitiers, n'est pas le seul inconvénient que ce travail vicieux présente; la sulfuration de la fonte qui en est la conséquence, est un défaut tellement essentiel à éviter, qu'on doit porter la plus sévère attention sur ce point.

3o La réduction du manganèse ne s'effectue que sous l'influence d'un grand excès de charbon, et il manque presque entièrement dans la fonte, quand il y a du protoxide de fer dans les laitiers, en quantité un peu forte.

4o Le silicium augmente dans la fonte avec la température, comme on l'a déjà dit plus haut.

5o Le graphite n'existe que dans les fontes grises, et forme leur caractère essentiel et constant.

6o Le carbone combiné est au maximum dans la fonte blanche lamelleuse.

2820. La chimie a déjà rendu de grands services à l'industrie du fer, et quand on songe au nombre immense d'analyses déjà faites sur les produits qu'elle fournit, on est tenté de croire que toutes les questions relatives à l'extraction du fer sont résolues. Il n'en est rien, néanmoins, et cela tient à une cause qu'il faut signaler ici.

Pour se faire une idée nette du travail d'un haut-fourneau, par exemple, il est nécessaire d'exécuter, au moins l'analyse de la mine, celle du fondant, celle du laitier et celle de la fonte, sans parler ici des produits accidentels. Les trois premières ont été souvent faites et sur des hauts-fourneaux très-variés; mais la quatrième manque presque toujours, parce qu'on ne sait analyser les fontes que depuis peu de temps, et que la distinction du graphite et du charbon combiné qu'elles peuvent renfermer, est une idée également nouvelle dans la science. Enfin, depuis que l'on sait analyser les fontes, avec exactitude, on a généralement soumis à l'analyse des fontes prises au hasard, et sans les comparer aux minerais qui les ont fournies, ou aux laitiers qui les accompagnaient. En outre, dans la plupart de ces analyses, on a dosé le carbone en masse, sans en distinguer les diverses formes. On peut affirmer, que de telles analyses seraient sans objet maintenant, et n'apporteraient aucun renseignement utile à la science ou à l'industrie.

On conçoit, d'après cela, que dans les recherches qu'on fera désormais, les quatre analyses combinées pourront conduire à des résultats, qu'on ne peut déduire des analyses détachées que la science possède.

Ne pouvant continuer un examen comparatif qui aurait jeté tant de lumieres, sur l'opération qui nous occupe, nous allons terminer ce qui concerne les fontes, puis nous étudierons les laitiers à leur tour.

2821. Parmi les substances qui entrent dans la composition des fontes, le carbone est bien certainement celle qui joue le principal rôle. Il est probable que le silicium entre en concurrence avec lui, et produit les mêmes effets.

La quantité de charbon varie dans les fontes, dans l'ordre suivant :

Fonte noire.	6 à 7 p. °/₀	carb. comb. ou grap.
Fonte blanche cristallisée.	5 *id.*	carbone combiné.
Fonte grise.	2 à 4	carb. comb. ou graphite.
Fonte blanche non cristallisée. . .	2 à 4	carbone combiné.

Dans la première et dans les deux dernières, une certaine quantité de carbone est remplacée par du silicium.

Il faut donc distinguer deux variétés de fonte blanche; la fonte blanche cristallisée, et la fonte blanche non cristallisée.

La première, la fonte blanche cristallisée, renferme presque le maximum de carbone que l'on puisse rencontrer dans les fontes, en sorte qu'elle ne peut passer à l'état de fonte grise, que lorsqu'un refroidissement lent lui permet de perdre une partie de son carbone, qui se transforme en graphite. M. Adhermann rapporte un fait de ce genre observé dans un haut-fourneau suédois. Les prismes de fonte, cassés, offraient à la face supérieure une couche de fonte blanche ; au dessous, une couche de fonte surcarburée; au dessous enfin, une couche plus épaisse de fonte grise ordinaire. Dans l'opinion de M. Adhermann, la fonte blanche fluide se serait solidifiée trop vite au contact de l'air, pour changer de nature ; la couche inférieure se serait partagée en deux substances distinctes : l'une, surcarburée et plus légère, qui se serait figée au dessous de la

croûte précédente ; l'autre, ramenée à une moindre carburation, qui aurait pris ainsi l'état de fonte grise proprement dite.

Quand la fonte blanche cristallisée séjourne trop longtemps dans le fourneau, au contact du laitier, son carbone diminue et se trouve remplacé par du silicium. Elle passeà l'état de la fonte blanche grenue, ou même à l'état de la fonte grise.

On a déjà vu, qu'avecle même fourneau, le même minerai, et le même combustible, on obtient tantôt des fontes grises, tantôt des fontes blanches, sans que les circonstances relatives à la coulée soient changées. Seulement, les fontes grises sont toujours formées avec une allure plus chaude. Il est probable que cet excès de température, nécessaire à la production des fontes grises, ne se borne pas à produire une fonte plus chaude, et qu'il détermine quelques réactions chimiques.

L'ensemble des analyses connues n'autorise qu'une seule supposition, c'est l'isomérie des deux variétés de charbon que renferment les fontes blanches et les fontes grises. Les dernières paraissent contenir un charbon qui, par l'effet d'une haute température, s'est modifié, en passant à l'état de graphite.

Les résultats de ces analyses sont tels que l'on conçoit que ces deux fontes puissent, sans rien gagner ni perdre, changer d'état dans des circonstances convenables; c'est-à-dire, qu'avec une bonne chaude, la fonte blanche passera à l'état de fonte grise, tandis que celle-ci, fondue au feu le plus bas possible, reproduira de la fonte blanche.

Cette modification isomérique du carbone joue un si grand rôle dans la théorie des fontes, que l'on nous pardonnera de consigner ici quelques réflexions à ce sujet.

Il semble bien évident que le carbone ne change de nature que par l'effet de la chaleur forte, qui est nécessaire à la production de la fonte grise. On peut donc admettre que le graphite existe déjà dans la fonte grise liquide, et qu'il y est d'abord en molécules indiscernables. Peu à peu, ces molécules se réunissent et forment des lamelles cristallisées, soit pendant que la fonte est encore liquide dans le creuset, soit pendant sa solidification même, après la coulée. Une solidification lente permet donc au graphite de se dégager en lamelles plus volumineuses et plus abondantes. Une solidification rapide empêche la cristallisation du graphite, trempe le carbure de fer, et donne au mélange l'apparence et quelques-unes des propriétés de la fonte blanche.

L'état de division du charbon graphyteux donnera même à la fonte grise, brusquement refroidie, des propriétés chimiques analogues à celles des fontes blanches; car, sous l'influence des agents chimiques, ce graphyte, très-divisé, se montrera presque aussi disposé à contracter des combinaisons que le carbone uni réellement au fer. On peut conclure de là que, dans les analyses, le graphyte est généralement dosé trop bas.

Maintenue longtemps à une haute température, la fonte grise deviendra, non-seulement plus riche en graphyte, mais changera de na-

ture, en ce sens que l'influence du laitier y augmentera la dose du silicium.

Quelques métallurgistes pensent que la conversion du charbon en graphyte ne s'effectue pas aussi facilement, quand la fonte est chargée de silicium, de calcium ou de manganèse. Pour les deux premiers corps, cette opinion n'est pas confirmée par les analyses. Relativement au troisième, on ne peut pas douter que le manganèse diminue en effet la facilité de cette conversion, sans l'empêcher absolument. Il est vrai que les fontes blanches manganésifères se produisent d'une manière plus constante que les autres, dans diverses allures du fourneau ; mais, il l'est aussi que certaines fontes grises sont fort riches en manganèse.

M. Karsten qui avait envisagé d'abord ces phénomènes d'une manière analogue, professe aujourd'hui une opinion différente que nous avons déjà fait connaître (1687). Il est probable, par ce que l'on sait sur les fontes grises, que le charbon se modifie par la chaleur, et non par un refroidissement lent, comme le suppose ce célèbre métallurgiste.

2822. Cette question, déjà si compliquée, le devient encore plus, quand on se rappelle que le soufre et le phosphore donnent aux fontes les caractères apparents des fontes blanches.

On a fait en Suède des expériences pour reconnaître la part d'influence du phosphore; les essais ont été faits avec de l'oxide de fer pur, mêlé de proportions variées de phosphate de fer, renfermant des quantités connues de phosphore. Voici les résultats obtenus :

Pour 1 partie de fer	0,00025	phosphore.	— Fonte grise.
id.	0,001	id.	— Fonte, grise, tachetée. de fonte blanche.
id.	0,01	id.	— Fonte truitée.
id.	0,02	id.	— Fonte blanche.
id.	0,04	id.	— id. id.
id.	0,08	id.	— id. id.

Dans ces résultats, il ne faut considérer que le sens, car l'influence du phosphore y est certainement exagérée.

Le soufre et l'arsenic donnent des résultats analogues.

2823. Nous avons déjà donné (1684) des analyses de fonte au charbon de bois ou au coke, tout en exprimant le regret (1688) que les divers états du carbone n'y eussent pas été distingués.

Voici quelques nouveaux exemples de la composition des fontes au charbon de bois, d'après M. Berthier. Le carbone y est encore dosé en masse.

Les analyses de ces fontes ont été exécutées, soit par l'oxidation à l'air, soit par le moyen du brôme ou de l'iode, lorsqu'elles ne renfermaient que des traces de silicium.

	Fontes grises.		Fontes blanches.				
	Belabre. 1	Autrey. 2	Bèze. 3	Saint-Dizier. 4	Suède. 5	Trédion. 6	Lohe. 7
Fer ou mangan.	96.77	96.20	96.88	96.00	95.30	95.90	96.05
Carbone. . .	2.95	3.50	3.05	3.60	4.20	3.50	3.50
Silicium. . .	0.28	0.30	0.07	0.40	0.50	0.45	0.45
	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

(1) Fonte de Belabre (département de l'Indre) provenant de minerais en grains très-alumineux. Elle est grise, douce, facile à limer, et donne d'excellent fer. On l'a analysée par l'oxidation du fer.

(2) Fonte d'Autrey (Côte-d'Or), provenant de minerais en grains, de formation jurassique. Elle est grise, à gros grains, pénétrée d'une multitude de paillettes de graphite; elle s'aplatit sous le marteau avant de se rompre; elle produit du fer très-tenace, que l'on emploie dans les tréfileries. On l'a analysée par l'iode et par l'oxidation à l'air.

(3) Fonte de Bèze (Côte-d'Or). Elle provient du mazéage de la fonte grise du fourneau de Lissey, qui est semblable à celle d'Autrey. La fonte mazée de Bèze est d'un blanc mat, un peu poreuse, à structure fibreuse, très-dure, mais néanmoins susceptible d'être pilée et tamisée : on l'a analysée par l'iode. Il paraît que le mazéage a changé seulement le mode de combinaison du fer et du charbon, sans diminuer la proportion de celui-ci.

(4) Fonte de Saint-Dizier (Haute-Marne), blanche, et à grandes lames éclatantes, comme les fontes manganésées. Elle a été analysée au moyen de l'iode. On n'y a pas recherché le manganèse; cette analyse constate seulement que la fonte blanche contient autant de carbone que la fonte grise.

(5) Fonte de Suède, que l'on dit être disposée à donner du fer cassant à chaud. Elle est blanche, à grandes lames, et très-fragile. On n'y a recherché que le carbone, par le moyen du brôme.

(6) Fonte de Trédion, près de Vannes (Morbihan). Elle est blanche, lamelleuse, dure, mais pulvérisable. On ne l'emploie que pour lest. Elle renferme au moins 0,006 de phosphore. On l'a analysée par oxidation à l'air.

(7) Fonte du fourneau de Lohe, près Müsen (grand-duché du Rhin), provenant des minerais spathiques manganésifères de la grande mine du Stahlberg. Elle est blanche et à grandes lames très-éclatantes. On la réduit aisément en poudre impalpable. Elle donne d'excellent acier à l'affinage. Outre le carbone, elle renferme 0,04 au moins de manganèse.

2324. Examinons maintenant la nature des laitiers.

D'après le résultat général des analyses faites en Suède, on peut établir les rapports suivants dans la composition des laitiers, composition si variable qu'il n'est pas permis d'assigner autre chose que les limites extrêmes.

		Moyenne.	
Silice.	de 48 à 56 pour 100	50=26 oxig.	
Chaux.	20 à 30 id.	23=6.4	11,8
Magnésie.	5 15 id.	9=3.4	
Protoxide de mangan. . . .	5 15 id.	9=2.0	
Alumine.	5 15 id.	9=4.2	
		100	

On peut donc concevoir, comme une composition moyenne du laitier celui dans lequel les bases fortes seraient à l'état de bisilicate, et l'alumine à l'état de silicate neutre.

Quoiqu'il en soit, s'il s'agit de fontes grises, on force un peu la dose de silice et d'alumine, pour diminuer la fusibilité des laitiers. Quand on travaille en fontes blanches, on force un peu du côté de la chaux, pour rendre les laitiers plus fusibles. En même temps, ce qui est fort avantageux, on débarrasse par là, les fontes d'une partie du soufre que le minerai pourrait contenir.

Un principe général, déjà énoncé ailleurs relativement à la fusibilité des silicates, retrouve ici son application. Toutes choses égales d'ailleurs, leur fusibilité augmente avec la complication de leur composition. Ainsi, un silicate infusible qu'on ajoute au laitier, diminue moins sa fusibilité qu'on ne pouvait s'y attendre, et un silicate fusible l'augmente plus qu'on ne l'aurait pensé, si l'on n'eût tenu compte que de leurs propriétés particulières, sans apprécier l'effet général que leur présence exerce.

Le silicate de chaux donne un mauvais laitier. L'alumine l'améliore tellement, que ce mélange ternaire constitue peut-être le meilleur laitier pour les fontes grises, quand il est formé de 50 de silice, 23 de chaux et 27 d'alumine. Cette dernière base est ici portée au maximum. Quand on fait intervenir la magnésie, la fusibilité du laitier augmente, jusqu'à une certaine dose, passé laquelle il redevient réfractaire. Le protoxide de manganèse donne des résultats fort avantageux, quand il s'agit de la fabrication des fontes blanches; car il augmente la fusibilité du laitier et fournit en même temps, du manganèse à la fonte, ce qui en rend l'affinage pour acier, plus facile, comme on le verra plus loin.

2825. Voici quelques exemples de la composition de ces laitiers, d'après M. Karsten, qui a soumis à l'analyse les divers produits des essais faits en Prusse, sur des fers bruns argileux; ils ont donné les résultats suivants:

	1° à 17 p. 100 de castine; dose ordinaire Laitier vitreux.	2° à 26 p. 100 de castine. Laitier vitreux.	3° à 38 p. 100 castine. Laitier lithoïde.
Silice.	54,1	45,8	41,3
Alumine.	6.7	4,0	6.2
Chaux.	26.9	42,0	44,5
Protoxide de manganèse. . .	11.6	7,2	7,5
Protoxide de fer.	0.2	0,1	0,1
Soufre et perte.	0.5	0,9	0,4
	100,0	100,0	100,0

	Fonte grise.	Fonte grise.	Fonte grise.
Silicium.	2.26	1.30	1,30
Carbone libre.	3,33	3,62	3,62

Dans le troisième essai, les laitiers, devenus trop réfractaires, ne permirent pas de prolonger assez l'épreuve, pour qu'on pût avoir l'effet complet de l'addition du fondant. Le premier laitier est un bisilicate; le second un sesquisilicate.

Voici quelques analyses détachées, qu'il serait inutile de multiplier.

	Fer argileux.	Fer spathique.
Silice.	43,0	52,8
Chaux.	26,5	5,6
Manganèse.	0,0	9,0
Alumine.	21,5	3,4
Protoxide de fer. . . .	3,0	1,4
Id. de manganèse. . . .	4,0	26,2
	98,0	98,4
	Sesquisilicate.	Bisilicate.

2826. *Fonte au bois.* Nous avons déjà fait remarquer combien il était avantageux de substituer le bois en nature, au charbon de bois, dans le fondage des minerais de fer. Le calcul est bien facile, et ne laisse aucun doute. Dans la conversion du bois en charbon, on peut compter que dans le travail courant, tel qu'il se pratique dans les forêts, on ne retire que 16 ou 17 de charbon, de 100 parties de bois qui en renferment 36 ou 37. Le reste du charbon se brûle à pure perte, car la quantité strictement nécessaire, pour évaporer l'eau du bois, est peu de chose.

On est donc conduit, à priori, à conclure de cette comparaison, que si dans le haut-fourneau, on chargeait le bois en nature, la chaleur perdue jusqu'à présent, dans les charbonneries, serait utilisée, pour la marche du haut-fourneau.

On conçoit aisément, d'ailleurs, qu'en raison de la hauteur du haut-fourneau, et de la température élevée qui s'y développe, le bois serait carbonisé bien longtemps avant d'arriver dans la partie qui avoisine la tuyère. Il serait donc propre, une fois parvenu vers ce point, à développer la haute température qui est nécessaire à la fusion. Ce charbon serait même préférable à celui que l'on emploie ordinairement; car on sait que le charbon le plus récent est aussi le meilleur.

L'intérêt immense de cette question, nous engage à entrer dans quelques détails sur les essais récents auxquels elle a donné lieu.

Cette substitution a été pratiquée en Finlande, à l'usine de Sumbola appartenant à M. le colonel Foëck.

Le haut-fourneau dont on s'est servi à $9^m,24$ de hauteur; il est en outre surmonté d'une cheminée de $2^m,84$ de hauteur, en tout $12^m,08$. Les sections horizontales sont des parallélogrammes rectangulaires. Le creuset a $0^m,48$ de côté sur chaque face, et $1^m,42$ de hauteur; les étalages qui sont droits ont $1^m,77$ de hauteur. Le ventre dont les parois sont verticales, a $1^m,42$ de côté sur chaque face, et $3^m,91$ de hauteur. Pour obtenir une descente régulière des charges en bois, on a changé la disposition ordinaire

du ventre. Ici, il se prolonge jusqu'à un gueulard, qui est au niveau de la plate-forme, et par lequel on charge le bois et le minerai. Ce gueulard latéral, n'est pratiqué que sur un des côtés du fourneau, celui qui est opposé à la tuyère ; il n'a que 1m,10 sur 2m,31. A partir de ce point, qui est à 7m,11 au dessus du fond du creuset, le fourneau se rétrécit, et à l'origine de la cheminée, il n'a que 1m,20 de côté dans le sens de la coupe par la tuyère, et 1m,03 sur l'autre face. La tuyère, qui est à 0m,55 au dessus du fond du creuset, n'a que 0m,22 de diamètre; cependant, les soufflets sont forts et la pression presque égale à celle qu'exigerait le coke ; ce qui paraît bien considérable.

Les charges sont introduites dans le fourneau, par le gueulard dont nous avons parlé ; le bois qui est du sapin, est coupé à la longueur de 1m,42, d'après les dimensions intérieures du ventre ; on l'emploie assez gros, et les arbres qui ont 0m,25 à 0m.30 de diamètre, ne sont même fendus qu'en deux parties. On prétend que le petit bois se consumerait inutilement, sans être converti en charbon. On dit en outre, que le bois n'a pas besoin d'être séché; on l'emploie, au contraire, dans l'état d'humidité, où il se trouve après avoir passé l'hiver dans les forêts. Il en est de même du minerai; le minerai de lacs ou de marais, dont on fait usage en Finlande, est porté au haut-fourneau, tel qu'il se trouve sur les tas exposés à l'air atmosphérique, et même, entièrement pénétré d'eau gelée.

Le travail du haut-fourneau se fait comme à l'ordinaire ; seulement, on ne brasque pas l'intérieur du creuset, et on ne retire les scories que trois fois par vingt-quatre heures; on se sert pour cette opération de ringards à crochet, et les scories qu'on amène, sont couvertes de gouttelettes de fonte. La fonte obtenue est très-liquide et coule sans étinceler ; aussi convient-elle parfaitement aux grandes pièces de moulage. En répandant de l'eau à sa surface, elle exhale une odeur sulfureuse.

On se sert pour fondant, de sable blanc : l'emploi du calcaire paraît n'avoir pas bien réussi, ce qui tient à la nature du minerai. On emploie beaucoup de scories dans les charges.

2827. Les morceaux de charbon qu'on retire accidentellement du creuset, se trouvent, on le conçoit bien, tous dans un état parfait de carbonisation.

Voici la consommation et les produits du haut-fourneau de Sumbola. Une charge se composait de :

Bois.	1m,078 cubes.
Minerai.	165k,54
Morceaux de fonte et scories. .	65, 40
Sable blanc de mer.	4, 10

On a fait 160 charges par semaine, pour lesquelles on a employé

Bois.	172m,524 cubes.
Minerai.	59,415 k.
Sable.	654 k.
Et le produit a été de. .	11,558 k.

On a choisi l'époque où la marche du fourneau était la meilleure, et où l'abondance de l'eau permettait d'employer le vent à une forte pression.

On trouve donc, en définitive,

Fonte produite. . . . . 100 k.
Bois consommé. 1,5 m. c. = 500 k. = 1,350,000 calories.

Quand on marchait au charbon de bois, avec le même minerai, on avait:

Fonte produite. 100
Charbon. . 2.25 m. c. = 500 k. = 2,250,000
Bois représentant
ce charbon. 4,5 m. c. = 1500 k. = 4,050,000

Ainsi, la consommation du bois serait réduite au tiers de ce qu'elle était avant son emploi direct. Mais il est facile de voir qu'on a pris, pour terme de comparaison, un roulement où la consommation en charbon est, à peu près, double de la consommation ordinaire.

2323. Concluons de là, que dans ce procédé, on emploie presque autant de bois qu'il en faudrait, pour fournir le charbon, et qu'on gagne principalement sur les frais de fabrication de ce dernier. Le problème est résolu seulement, en ce sens, qu'on a prouvé la possibilité de faire de la fonte, au moyen du bois en nature.

Ce résultat, si différent de celui qu'on pouvait se promettre, tient à la manière dont on a conçu la question. On a tout combiné pour faire du charbon d'abord; de là, la forme élancée du fourneau et sa hauteur, qui permet au bois de se carboniser dans la partie supérieure du fourneau. De là, encore, l'emploi du bois en gros morceaux, et humide. Les autres conditions, telles que l'emploi du vent à une forte pression et par une tuyère étroite; enfin, celui du minerai à l'état humide, sont des conséquences des premières.

On a voulu carboniser le bois, pour que le charbon déjà fait, en arrivant aux étalages, pût s'y comporter, comme dans les fourneaux ordinaires. Pour en arriver là, la grosseur des bûches, la forme rectangulaire de la cuve, la hauteur du fourneau, la pression extraordinaire du vent, conditions déjà fâcheuses, n'ont pas suffi. On a trouvé nécessaire, pour aider à l'emploi d'un combustible, qui ne diffère du charbon que par la présence de l'eau, de l'introduire *tout mouillé* dans le fourneau. Il faut que l'emploi du bois soit une bien bonne chose, pour avoir pu résister à de si rudes épreuves. Il est certain que le charbon ne les eût pas supportées.

Faut-il attribuer à la nature du bois de sapin, la nécessité de ces dispositions? c'est possible; mais du moins faudrait-il les éviter dans l'emploi de nos bois.

Il semble que les conditions de l'emploi du bois sont bien claires. Il faut le dessécher le plus possible, comme pour les usines à feu qui s'en servent; il faut le diviser en bûchilles de dix à quinze pouces de long, afin de pouvoir le charger à la manière du charbon. Le haut-fourneau doit être construit comme à l'ordinaire, sa cuve étant formée de deux troncs de cône, mais en ayant soin de donner à la cuve supérieure une capacité en rapport avec l'excès de volume du bois. Le vent devrait être toujours un peu supérieur à celui qu'un fourneau à charbon exige, pour débarrasser la cuve supérieure des gaz que la distillation du bois y développe; mais

l'excès de vent sera d'autant moins nécessaire que les charges seront mieux desséchées.

Il se dégagerait toujours au gueulard d'un semblable fourneau, une grande quantité de gaz inflammables, qu'il faudrait utiliser pour le grillage du minerai, et charger celui-ci immédiatement. Car un tel fourneau se divise en deux portions bien distinctes : en bas, un fourneau à combustion vive; en haut, un véritable appareil distillatoire, pour le bois.

Du reste, quand on a étudié les fourneaux à porcelaine dure, on voit qu'il faut bien peu de chose, pour en faire des fourneaux à fonte, et alors les meilleures dispositions se trouveraient réalisées, en ce qui touche le combustible.

Si des expériences multipliées et répétées sur différentes qualités de bois et de minerai, étaient couronnées du succès que semble promettre l'essai fait en Finlande, elles produiraient les résultats les plus importants pour la métallurgie; et celle du fer ne serait pas la seule à y gagner, s'il est vrai, comme on l'annonce, que ce procédé appliqué en Sibérie à la métallurgie du cuivre, a parfaitement réussi. Cependant, la production du fer étant la principale de toutes, c'est à elle qu'il faut principalement s'attacher. Il est à souhaiter que ces essais soient répétés en France.

Il faut répéter encore que la différence dans la nature des bois dont on fait usage, peut exercer une très-grande influence. Les bois de la France ne sont point résineux comme ceux du nord, et il est possible que la même disposition dans les appareils ne fût pas convenable aux deux essences. On sait, en effet, qu'il y a une différence énorme entre les volumes respectifs de charbon que ces deux natures de bois fournissent.

2829. *Fonte au coke.* La fabrication de la fonte au moyen de la houille offrit de graves difficultés, lorsqu'on l'essaya pour la première fois. La présence du bisulfure de fer, en grande quantité dans les houilles, la fusibilité de ce combustible, étaient des causes d'embarras fort sérieuses.

Le soufre contenu dans la pyrite qui accompagne si habituellement les houilles, nuisait à la qualité du fer. La houille elle-même, en se boursoufflant, obstruait le haut-fourneau, et le déchirait par l'effort qu'elle exerçait sur ses parois. Tous ces obstacles furent levés, par la conversion de la houille en coke, qui semble bien propre, en effet, à donner les résultats les plus analogues à ceux que le charbon de bois procure luimême.

Mais, tout comme on a depuis peu cherché à remplacer le charbon de bois par le bois en nature, on a aussi cherché à substituer la houille au coke.

Les circonstances sont les mêmes. Il faut deux parties de houille pour en fournir une de coke ; il y a donc une immense économie à réaliser, par cette substitution. On sait d'ailleurs, aujourd'hui, corriger les inconvénients qui résultent de la présence du soufre; et, sous ce rapport, la difficulté la plus grave se trouve levée. Quant à la durée des hauts-fourneaux, sous l'effort que le boursoufflement de la houille occasionne; une meilleure construction de ces appareils, permet d'y attacher peu d'importance.

Ainsi, le travail au coke peut disparaître un jour, pour faire place au travail à la bouille. Nous allons, toutefois, examiner le premier système d'abord ; ensuite, nous étudierons le second.

2830. Le coke destiné au service des hauts-fourneaux s'obtient, en général, par une distillation à l'air libre. Celui qui se fait au moyen des houilles menues, s'obtient seul, par une distillation dans des fours. Les procédés en usage, pour la préparation de ce produit, ayant été décrits déjà (622), il serait inutile d'y revenir. Nous nous contenterons de dire qu'en Angleterre, la fabrication du coke s'opère surtout, dans des meules simples, ou dans les meules à cheminée centrale, par le procédé de Wilkinson. Les bouilles menues sont carbonisées dans des fours, plus ou moins analogues à celui de lord Dundonnald.

Il est difficile de fixer la valeur relative de ces procédés. Le coke fait à l'air libre, est regardé comme préférable à celui qui s'obtient dans des fours; et cela doit étre, en général, puisque les fonrs ne sont employés que pour des menuailles bien moins pures que la grosse bouille. D'un autre côté, la carbonisation en fours rend plns que la carbonisation en meules; ce qui tient, en partie au moins, à la même cause. Mais la carbonisation en meules est facile, peu coûteuse en main d'œuvre, exige peu d'emplacement, ne demande aucun frais d'appareil; circonstances qui pour longtemps, au moins, lui assurent la préférence sur l'autre procédé.

Voici quelques rendements, par ces divers procédés :

		Coke pour 100 de houille.
Carbonisation en meules.	Dudley.	50 à 60
	Plymouth-works.	83 : la bouille est très-sèche.
	Dowlay.	66
	Neath-abbey.	60
	Glasgow.	50
	Yorkshire.	50
	Bradford.	50
Carbonisation en fours.	Neath-abbey.	60
	Swansea.	54
	Glasgow.	50
	Lemington.	61
	Bradford.	60

On peut donc considérer comme une moyenne assez générale, le rendement, de 50 pour 100 pour le coke fait en meules, et celui de 60 pour 100 pour le coke fait dans les fours. Les résultats consignés plus haut ne diffèrent de ces nombres, qu'autant que l'on a carbonisé des bouilles exceptionnelles. Ces chiffres conviennent donc à toutes les houilles de moyenne qualité.

2831. On pourrait distinguer la fonte anglaise en variétés nombreuses; mais en général, on les réduit à trois ou quatre. Celle que l'on obtient le plus communément, est noire et très-douce. Le commerce connait ces variétés de fonte sous les Nos 1, 2, 3.

No 1. *Fonte très-noire*. Elle est très-noire, à gros grains arrondis. Quand elle est fondue, sa solidification est lente. Au moment de la conlée, elle est peu liquide, pâteuse, jette des étincelles bleues. Sa surface se couvre de végétations graphiteuses. Elle est très-tendre, peu tenace, ne prend qu'un

poli terne, et s'affine difficilement. Elle n'est employée qu'en seconde fusion ; et alors, elle passe au n° 2. La fonte très-noire prend toujours naissance au commencement du fondage, quand il y a excès de charbon dans le fourneau. Par extension, on désigne sous ce numéro, la plupart des fontes douces.

N° 2. *Fonte noire.* C'est le produit qu'on cherche constamment à obtenir ; mais en le modifiant, selon qu'on le destine à la moulerie ou à l'affinage.

La première variété est assez noire, à grains un peu gros, très-tenace, facile à tourner et à polir ; elle est destinée au moulage.

La seconde variété moins noire, à grains beaucoup plus petits, est consacrée à l'affinage.

Ces variétés de fonte passent au n° 3, quand on les soumet à un trop grand nombre de fusions successives.

N° 3. *Fonte blanche.* C'est une fonte blanche, très-cassante : elle coule mal, et jette en coulant des étincelles nombreuses, vives et blanches. Elle se fige très-vite. Sa surface est raboteuse ; sa cassure lamelleuse et rayonnée ; l'acier trempé ne peut l'attaquer.

Ordinairement, cette fonte provient d'un dérangement dans l'allure du fourneau. Elle n'est jamais employée pour le moulage, et quand on l'affine, elle ne donne que de mauvais fer. Il est pourtant des hauts-fourneaux qui ne produisent que de la fonte n° 3 ; mais sans doute qu'une ressemblance extérieure fait confondre des fontes différentes, sous le même numéro.

N° 4. *Fonte truitée.* Cette variété de fonte se produit souvent en Angleterre ; et se consomme, tant pour le moulage que pour l'affinage. Mais dans l'un et l'autre cas, on ne l'emploie pas seule ; on la mêle pour le moulage avec la fonte n° 1 ; et pour l'affinage avec la fonte n° 2.

2832. La consommation de combustible qu'exige un haut-fourneau au coke, se partage en trois opérations distinctes. Le grillage du minerai, les machines soufflantes ; enfin, la fusion du minerai. Pour le grillage et la soufflerie, on emploie des houilles menues ; mais pour le fondage du minerai, on est dans l'usage d'employer du coke.

Moins combustible, et plus dense que le charbon de bois, le coke exige plus de vent ; et par suite, les fourneaux à coke doivent être plus élevés que ceux qui marchent au moyen du charbon de bois. Leur hauteur varie ordinairement entre 13 et 16 mètres. Il en est même qui ont 20 mètres d'élévation. Ce sont ceux dans lesquels on refond, avec les charges ordinaires, de grosses pièces de fonte manquées ; on leur donne cette hauteur extrême, pour qu'elles aient le temps de fondre avant d'arriver au creuset.

Le ventre de ces fourneaux est plus large que celui des hauts-fourneaux à charbon de bois. La pente des étalages est moins rapide ; sans cela, les matières glisseraient trop vite et se tasseraient de manière à fermer le passage de l'air ; le plan des étalages fait un angle de 66 à 70° avec l'horizon.

L'ouvrage plus élevé que dans les fourneaux à charbon, est aussi plus

large. Dans un ouvrage plus étroit, les parois seraient trop près du point central où se développe la chaleur la plus considérable, et il serait presque impossible de se procurer des matières assez réfractaires pour y résister.

Le creuset est, en général, un prisme rectangulaire dont la longueur varie, ainsi que la largeur ou la hauteur, avec les autres dimensions du fourneau.

Dans quelques nouveaux fourneaux du pays de Galles, ces quatre parties, si généralement distinguées dans les anciens hauts-fourneaux, ont été réduites à deux, quant à la forme. On compose la cavité intérieure de deux troncs de cône raccordés par une courbure. Le tronc de cône inférieur représente à la fois le creuset, l'ouvrage et les étalages. Cette modification a été introduite par un motif qui mérite grande attention; car on assure qu'en moins de deux mois de travail, l'intérieur du vide inférieur des hauts-fourneaux ordinaires se dégrade, et prend réellement cette forme.

Indépendamment de la planche 61, qui représente un haut-fourneau anglais hien construit, nous donnerons ici quelques dimensions des appareils de ce genre.

	D'après MM. Elie de Beaumont et Dufrenoy.					Lavoulte.	
	m	m	m	m	m	m	m.
Hauteur du creuset au gueulard	13,7	15,8	13,7	15,0	13,0	15	15
— du creuset.	1,9	2,1	1.8	2,1	2,1	2,1	2
— des étalages.	2,4	2,4	2,3	1,8	2,4	2,3	1,98
— de la cuve.	9,3	11,2	9,5	11,0	8,5	10,7	11,0
— de la cheminée.	2,4	2,4	3,6	5,9	3,0	3,3	3,3
— du creuset au fond.	0,76	0,76	0.73	0,60	0,61	0,85	0,75
— du creuset au sommet de l'ouvrage.	0,91	0,91	0,86	9,80	0,75	0,9	0,9
Diamètre au ventre.	3,89	4,07	4,56	4.10	3,95	4,30	4,0
— au gueulard.	1,36	1,52	1,37	1,15	1.01	1,68	1,68
Inclinaison des étalages.	59°	58°	57°	52e	60e	62e	62*

Ce sont là des dimensions que l'on peut appeler moyennes. On a quelquefois porté les proportions des hauts-fourneaux hien plus haut. Il suffit pour le faire comprendre, de dire qu'on en a construit qui peuvent fournir de 15,000 à 18,000 kilogr. de fonte par jour, tandis que le rendement de ceux dont les dimensions viennent d'être données varie de 6,000 à 8,900 kilogr. Jusqu'à présent, les opinions ne sont pas fixées sur les avantages de ces hauts-fourneaux exagérés. On ne les a adoptés que pour quelques houilles d'une densité qui se rencontre rarement, et l'on sait même que les cokes ordinaires n'en permettraient pas l'emploi.

2833. Du reste, on peut dire que, sauf de légères modifications à introduire dans quelques-unes des dimensions, suivant que la fabrication courante doit fournir des fontes blanches ou des fontes grises, les proportions des hauts-fourneaux peuvent demeurer les mêmes pour tous les cas.

MM. Coste et Perdonnet, qui ont visité avec soin un grand nombre d'usines à fer de l'Angleterre, et qui ont pu profiter d'ailleurs, de beau-

coup de renseignements recueillis par d'autres ingénieurs, établissent les proportions suivantes :

1° Les variations de *la plupart* des houilles, celles des minerais, exercent une faible influence sur les dimensions des hauts-fourneaux.

On dit la plupart et non toutes les houilles, car l'exemple des hauts-fourneaux de Merthyr, prouve que les houilles très-rapprochées de l'anthracite peuvent fonctionner avec des hauts-fourneaux d'une dimension exagérée, que les houilles ordinaires ne pourraient pas alimenter.

2° En augmentant la hauteur, en diminuant le diamètre au ventre et l'inclinaison des étalages, on améliore la qualité des fontes; ceci, bien entendu, dans de certaines limites, et en associant ces modifications avec des modifications convenables dans le travail ;

3° Avec des houilles sulfureuses ou, en général, des houilles inférieures, on peut fabriquer de bonnes fontes, pourvu qu'on ne vise pas trop à l'économie dans la fabrication du coke, et qu'on ne les introduise pas à trop forte dose dans les charges.

2834. Pour brûler avec la rapidité convenable les charbons placés sur le contre-vent, sans augmenter outre mesure la pression de l'air, on met deux tuyères opposées, et même trois tuyères quelquefois.

La forme des fourneaux, la disposition des canaux d'assèchement, l'isolement de la cuve du muraillement, sont absolument les mêmes que pour les fourneaux à bois.

La quantité de vent consommé par un fourneau à coke, varie de 1500 à 1800 pieds cubes par minute, suivant la compacité du charbon, et le plus ou moins de fusibilité du minerai. Un fourneau du pays de Galles, en consomme près de 4000 pieds cubes.

Le massif de ces fourneaux étant plus considérable que celui des fourneaux au bois, quand le haut-fourneau est pourvu d'un double muraillement, la mise en feu demande plus de précautions; le coke brûlant plus lentement que le charbon de bois, la dessiccation est plus lente; il faut avoir soin de ne pas précipiter cette opération, parce qu'on risquerait de fendre les parois du fourneau, ou de faire éclater les pierres de l'ouvrage. La charge du minerai doit être graduée, de manière que le fourneau ait acquis la chaleur convenable, avant que l'on charge entièrement le minerai.

Le travail des hauts-fourneaux à coke, ainsi que les signes qui guident le fondeur, sont à peu de chose près les mêmes que pour ceux à charbon de bois.

2835. Les laitiers des fourneaux à coke n'ont jamais la transparence de ceux des fourneaux à charbon de bois; ils sont en général compactes, terreux, d'un jaune-grisâtre, quelquefois veinés de bleu; ils donnent une odeur argileuse quand on souffle dessus. Leur composition est différente; ils contiennent une plus grande quantité de chaux que les laitiers au charbon de bois. Ces derniers ne fondraient pas s'ils en renfermaient autant. Cette addition d'un excès de chaux est nécessaire, parce que, sans parler des minerais, le charbon contient un peu de soufre, qui passe en partie

dans le laitier. où il entre à l'état de sulfure de calcium. Des essais faits récemment en France, tendent à prouver que l'augmentation de la chaux dans les laitiers au charbon de bois, est aussi très-favorable; il faut dans ce cas, augmenter la température du fourneau, soit en augmentant de beaucoup la quantité d'air qu'on a l'habitude de lui donner, soit en rétrécissant un peu l'ouvrage.

Voici l'analyse de quelques laitiers, d'après M. Berthier.

	Dowlais.		*Dudley.*	*St.-Etienne.*	
	De bonne fonte.	De mauvaise fonte.		De fonte grise.	De fonte blanche.
Silice.	40,4	37.0	41,6	36,6	38,8
Chaux.	38,4	38.4	37.2	36,4	37,0
Manganèse.	5,2	4.2	»	4,8	3.2
Alumine.	11,2	15,2	15,4	18,4	15,2
Protox. de mangan.	»	2.6	2,0	»	»
Id. de fer.	3,8	1.2	3,4	»	4,4
Sulfure de calcium.	»	2,0	»	3,4	1.6
	99,0	98,6	99,6	99,6	100,2

Dans tous les laitiers des hauts-fourneaux au coke, les bases se rapprochent de l'état de silicate neutre et se maintiennent assez vers cet état de saturation, quand le fourneau est en bonne marche. Ces laitiers sont donc plus basiques que ceux des hauts-fourneaux au charbon de bois, ainsi que nous l'avons déjà remarqué.

M. Berthier et les chimistes suédois ont trouvé du sulfure de calcium dans ces laitiers, ce qui explique bien l'utilité indispensable de cet excès de chaux. On voit que le laitier basique devient alors un dissolvant utile du soufre et l'enlève à la fonte. Les opinions sont partagées, en ce qui concerne le phosphore; M. Berthier pense que l'excès de chaux peut prévenir la décomposition des phosphates; tandis que M. Karsten semble admettre que, dans tous les cas, le phosphore contenu dans les mélanges passe en entier dans la fonte. C'est un point qui exige et qui mérite des recherches spéciales.

2836. La fonte au coke est plus foncée que la fonte des fourneaux au charbon de bois; elle est également plus douce et plus favorable à employer pour le moulage. On peut, suivant qu'on charge davantage en minerai, et qu'on donne une pente plus rapide aux étalages, obtenir une fonte moins grise que l'on destine à être affinée. Dans tous les cas, cette fonte est encore beaucoup moins facile à transformer en fer, que la fonte obtenue dans les fourneaux au charbon de bois.

Pour compléter les renseignements déjà donnés (1684) sur la composition des fontes au coke, on donne ici les analyses récemment faites par M. Berthier, qui ne s'accordent pas toujours, dans leur résultat général, avec celles de M. Gay-Lussac, ainsi que M. Berthier le fait remarquer dans les notes qui accompagnent ces analyses.

	Firmy. 1	Janon. 2	Charleroy 3	Angleterre. 4
Fer.	91.10	92.20	94.20	95.30
Carbone	3.00	4.30	2.30	2.20
Silicium	4.50	3.50	3.50	2.50
Laitier.	1.40			
	100.00	100.00	100.00	100.00

(1) Fonte de Firmy (Aveyron), provenant de la quatrième coulée du premier fondage fait dans l'usine. Elle est d'un gris clair passant au truité, grenue à grains moyens et serrés, parfaitement homogène et ne présentant aucune boursouflure, très-dense, facile à limer et s'aplatissant sensiblement sous le choc du marteau. Elle se laisse très-facilement attaquer par les acides quand elle a été réduite en limaille ; elle fait promptement effervescence avec les acides étendus, même avec l'acide acétique. Cette propriété, qui appartient à la plupart des fontes préparées avec le coke, paraît dépendre de la grande proportion de silicium que renferment ces fontes. Lorsqu'on l'analyse, soit par l'acide nitrique faible, soit par le chlore ou l'iode en dissolution, elle ne donne que 0.018 de carbone. On l'a analysée par oxidation de l'air, ainsi que toutes les autres fontes dont il va être question. Elle ne contient pas de manganèse; mais elle renferme 0,002 de soufre et 0,002 de phosphore.

(2) Fonte des fourneaux de Janon, près Saint-Etienne (Loire). Elle est grise et de qualité médiocre.

(3) Fonte de Charleroy (Belgique). Elle est d'un gris foncé, sans être noire, et très-douce. On la donne comme étant excellente pour tous les objets de moulerie. Elle s'obtient de minerais d'alluvion ou de formations calcaires. C'est la meilleure fonte à moulerie que l'on produise sur le continent.

(4) Fonte anglaise, dite fonte noire, de première qualité pour la moulerie. Elle a été prise dans les ateliers de M. Delabre, près Paris, où l'on en fait un grand usage. Elle est d'un gris-noir, à gros grains écailleux. Lorsqu'on la traite par l'acide sulfurique étendu, elle donne 0,018 de charbon mêlé de 0,005 de silice. Avec l'eau régale, le résultat est à peu près le même. Par l'oxidation à l'air, tout le carbone reste avec la silice, et il ne s'incinère qu'avec une grande difficulté. Il est remarquable que cette fonte, ainsi que celle de Charleroy, qui comme elle est excellente pour la moulerie, renferme beaucoup moins de carbone que les fontes ordinaires, et qu'elle contienne moins de silicium que la plupart des fontes provenant des fourneaux à coke, ce qui est tout à fait contraire aux idées généralement admises.

2337. *Fonte à l'air chaud et à la houille.* L'emploi de l'air froid dans le service des hauts-fourneaux, semblait tellement une des conditions les

plus nécessaires à leur marche, qu'il parut fort extraordinaire qu'on se fût avisé d'y substituer celui de l'air chaud. Nous avons rapporté, ailleurs, l'explication la plus vraisemblable que l'on puisse donner des effets de l'air chaud; nous allons faire connaître maintenant les résultats qu'on lui attribue, ainsi que les moyens qu'on emploie pour en alimenter le haut-fourneau.

Quand l'air doit être chauffé, il faut que la machine soufflante le rassemble dans un régulateur sec, et non point dans un régulateur à eau. La vapeur d'eau dont il se charge dans ce dernier appareil, se décompose en traversant les tuyaux de fonte qui servent à échauffer l'air; les altère, et produit ainsi des accidents qui ont rendu l'emploi des régulateurs à eau peu convenable.

Au sortir du régulateur, l'air arrive dans une longue conduite en fonte, formée de tuyaux de quinze pouces de diamètre sur dix-huit lignes d'épaisseur; la conduite est munie de compensateurs placés de distance en distance, pour prévenir les effets que la dilatation ne manquerait pas d'y occasionner, si elle formait un tout continu; dans son intérieur, on a disposé des diaphragmes, qui obligent l'air à circuler et à lécher les surfaces métalliques, de manière à s'échauffer par le contact de la fonte. Il serait peut-être utile de placer des diaphragmes grillés, à peu de distance l'un de l'autre, pour remplir le même objet; bien entendu qu'il faudrait les multiplier, surtout, vers la fin de la conduite.

On donne à cette conduite un développement de 20 à 40 mètres. Elle est chauffée par un ou plusieurs foyers, dont la flamme et la fumée passent au travers d'un long canal horizontal occupé par la conduite, avant de parvenir à la cheminée qui leur donne issue dans l'atmosphère. Il est à croire que l'air à échauffer et la flamme, suivent une marche inverse; de telle sorte, que l'air entre dans la conduite du côté de la cheminée, et vient en sortir du côté des foyers; la partie du tuyau qui est placée au dessus du foyer est enveloppée de briques, qui la garantissent du coup de feu.

2838. Si l'on s'en rapporte aux assertions des fabricants anglais, l'air devrait être échauffé au moins, jusqu'au point de fusion du plomb, et mieux encore, jusqu'au point de fusion du zinc: à une température plus basse, ses effets seraient plutôt nuisibles qu'utiles. Pour avoir toujours, à cet égard, une entière sécurité, on a donc disposé une ouverture dans le bout du tuyau, qui met la conduite en communication avec la tuyère, afin de pouvoir y porter, de temps à autre, un morceau de plomb ou de zinc, de manière à apprécier exactement la température de l'air qui le traverse.

Les tuyères, alimentées par cet air échauffé, se brûlent avec une telle promptitude, que l'on ne pourrait s'en servir longtemps, si l'on ne prenait soin de les former de deux pièces concentriques entre lesquelles circule, sans cesse, un courant d'eau froide; ainsi que cela se pratique pour les tuyères des fineries. Il est évident que l'air baisse de température, en passant ainsi au travers d'une tuyère refroidie; c'est une raison de plus, pour en porter la température très-haut.

Cet air chaud, lancé dans le haut-fourneau, permet d'y employer la houille en nature, quand d'ailleurs celle-ci n'est pas trop pyriteuse; le fondage y devient plus facile, plus rapide, et la fonte s'améliore, par suite de la haute température, sous l'influence de laquelle sa production a lieu. On peut donc diminuer la dose de castine, sans nuire au succès de l'opération; l'excès de température remédiant au défaut de réductibilité, qui en résulterait pour le mélange.

Voici un tableau qui offre le résumé du travail de plusieurs hauts-fourneaux anglais, dans l'ancien et le nouveau système pour 1000 kil. de fonte.

	Houille consommée. k	Minerai. k	Castine. k	Fonte produite par semaine. k
Air froid et coke.	7,105	3,500	750	45,675
Air chaud et coke.	5,672	3,500	507	60,900
Air chaud et houille.	2,234	3,500	397	65,975

L'économie pourrait donc s'évaluer au moins à la moitié du combustible, à la moitié de la castine; et l'on aurait un excédant de production si considérable, qu'à lui seul, il pourrait produire un bénéfice fort important. Mais, la consommation de combustible des hauts-fourneaux anciens est exagérée dans ce compte, comme on le verra plus loin.

La dépense en combustible et main d'œuvre pour le chauffage de l'air, est estimée à peu près à 1 franc par millier métrique de fonte; quoiqu'elle soit faible, il est à présumer qu'on tentera de l'annuler, en mettant à profit, pour le chauffage de l'air, la fumée de quelques-uns des fourneaux qui existent dans les usines à fer complètes. Il faut remarquer, toutefois, que la houille employée à ce chauffage, se compose de tous les débris et menuailles qui ont généralement peu de valeur.

Les tuyères durent environ trois semaines, pourvu qu'on ait soin de les luter avec une argile très-réfractaire, au moment où on les place.

Enfin, la marche du haut-fourneau ne présente rien de particulier.

Tels sont les résultats obtenus par l'emploi de ce système, mis d'abord en pratique dans l'usine de M. Dunlop. Avant de porter à ce sujet un jugement définitif, il faut des épreuves plus variées; car si dans quelques usines on a eu des effets miraculeux, pour ainsi dire, il en est d'autres où l'on a échoué. A la vérité, on assure que ces résultats négatifs ont tenu à des causes tout à fait accidentelles.

FONTE MOULÉE.

2839. L'art de mouler la fonte connu depuis longtemps, s'est généralisé dans ses applications depuis un demi-siècle par les soins des manufacturiers anglais, qui ont compris l'immense avantage que les arts mécaniques pouvaient retirer de l'emploi des pièces moulées.

La fonte procure, en effet, beaucoup de pièces qui, jetées au moule, s'obtiennent du premier coup à bien moins de frais que s'il fallait les exécuter en fer forgé. Elle convient parfaitement à beaucoup d'usages, qui exigent une matière plus dure que le fer.

On se sert même de la fonte, pour remplacer le bronze, dans quelques cas, et en particulier dans la fabrication des canons de la marine, par exemple. Comparée au bronze, la fonte moulée offre des avantages réels, à cause de son bas prix, de sa moindre fusibilité, de sa dureté, et même de la pureté du moulage, quand il s'exécute sur des pièces de petit volume.

En effet, la fonte est plus liquide et prend moins de retrait que le bronze, ce qui rend le moulage plus parfait; mais comme elle se coule à une température bien plus haute, elle altère les moules bien plus fortement, quand on opère sur des pièces de grande dimension. On répare ensuite si difficilement les défauts du moulage, que l'on ne peut guère remplacer le bronze par la fonte, quand il s'agit de pièces volumineuses et riches de détails. Mais pour les pièces de petit volume, telles que les médaillons ou pièces de parure, on obtient des produits d'une pureté parfaite.

La fonte grise est plus propre au moulage que la fonte blanche; celle-ci, quoique plus fusible, se fige plus vite, et elle est d'ailleurs trop cassante et trop dure. La fonte noire, produite par les fourneaux à coke, est souvent employée pour les grosses pièces.

Le moulage de la fonte s'exécute assez souvent au moment même où elle se rassemble dans le creuset du haut-fourneau; mais on est souvent aussi dans le cas de la refondre, et l'on se sert à cet effet de diverses espèces de fourneaux.

2840. Le fourneau à réverbère convient bien à ce genre de travail. On le construit tantôt à la manière ordinaire, tantôt avec une voûte à double courbure. On pratique un bassin à l'extrémité de la sole, pour que la fonte puisse s'y réunir, à mesure qu'elle se liquéfie.

La fonte, en barres de 7 à 10 centimètres de côté, est placée sur l'autel, en piles croisées; pour éviter les inconvénients, qui résulteraient de l'oxidation des pièces, si la fonte était trop longtemps à fondre, on échauffe toujours le fourneau avant de charger, et on donne un coup de feu vif, dès le début de l'opération. Il reste pourtant toujours un peu de fer affiné, par les croûtes d'oxide, qui ont pris naissance, et ce fer produit une masse spongieuse que l'on nomme *carcas*.

Dans les fourneaux à simple voûte, on fond dans le travail courant 1,000 kilog. de fonte par heure, en brûlant 500 kilog. de houille. Le déchet est de 12,5 p. °/o. Dans les fourneaux à double voûte, le déchet se réduit à 10 p. °/o; les autres résultats demeurent les mêmes.

Cette perte est due à la production des scories, qui résultent de l'oxidation inévitable de la surface des morceaux de fonte, et par suite à la formation des carcas.

Quand le moule est trop éloigné du fourneau, on coule d'abord la fonte dans une chaudière en fonte, qu'une grue transporte à portée du moule, où elle est versée avec les précautions convenables. Il faut que tous les outils et le moule lui-même soient bien secs; car la moindre humidité pourrait causer une explosion funeste, qui ferait jaillir la fonte incandescente sur les ouvriers.

2841. On emploie souvent pour ce genre de travail une espèce de four-

neau à manche, connu sous le nom de fourneau à Wilkinson, dont la forme intérieure est un peu conique. Ces fourneaux ont de 1 à 2 mètres de haut, sur 0,5 ou 0,6 de diamètre. Ils ont une ou deux tuyères, pour recevoir les buses des soufflets, qui alimentent la combustion.

On charge dans ces fourneaux, le combustible, qui est du coke ou du charbon de bois, par couches alternatives, avec des fragments de fonte. On obtiendrait avec le coke une fonte altérée par le soufre; mais on prévient cet accident et on purifie même la fonte, en ajoutant 10 ou 12 p. o/o de son poids de castine. La chaux qui en provient déplace l'oxide de fer, qui entrerait dans les scories, diminue le déchet et s'empare en outre du soufre.

Le déchet ne s'élève guère qu'à 5 ou 6 p. o/o. On consomme en coke le tiers du poids de la fonte. On fond d'ailleurs 1,000 à 1,200 kilog. de fonte en six heures, dans un fourneau d'environ deux mètres.

2842. Quand il s'agit de mouler de petits objets, on peut fondre la fonte au creuset, en se servant des mêmes fourneaux, qui sont employés pour fondre l'acier, ou en général des fourneaux à vent qui se rencontrent dans toutes les fonderies; on consomme beaucoup plus de combustibles, on fait plus de déchet; mais il est des cas où ces considérations sont sans intérêt.

Les moules destinés à recevoir la fonte s'exécutent en sable ou en argile, et les procédés rentrent dans ce que nous avons dit du moulage en bronze, sauf des modifications étrangères au but général de cet ouvrage.

AFFINAGE DE LA FONTE AU CHARBON DE BOIS.

2843. Quand on s'est procuré la fonte, on l'affine dans des usines particulièrement connues sous le nom de *Forges*. Quelquefois ces usines sont réunies avec les hauts-fourneaux; souvent aussi, elles forment des établissements distincts. Une forge comprend un ou plusieurs feux d'affinerie, les machines soufflantes qui leur fournissent l'air nécessaire à la combustion du charbon, et des marteaux ou cylindres, destinés à comprimer le fer, qu'on y prépare.

On distingue diverses variétés de forges; mais il n'entre guère dans notre plan de pénétrer dans des détails de pure localité, et dont l'intérêt diminue tous les jours. On employait autrefois pour cet affinage, deux foyers distincts; mais, en général, on n'en a conservé qu'un.

Les *grosses forges*, comme on les nomme en France opèrent de deux manières distinctes : la méthode de Franche-Comté et celle du Berry. Dans la première, la fonte qu'on introduit dans le foyer y est traitée, jusqu'à la complète conversion en fer; tandis que dans la méthode du Berry, on fait le masseau dans un premier foyer et on l'étire dans un second. Les consommations sont à peu près les mêmes pour la fonte; mais on prétend que la méthode du Berry, qui brûle un peu plus de charbon, donne un meilleur fer.

Les petites forges opèrent tout autrement. Là, on soumet la fonte à une opération préliminaire, comme sous le nom de *mazéage*, et on ne traite pour fer que des fontes mazées. Pour mazer la fonte, on la soumet à la

fusion dans un foyer de forge, on la coule en plaques minces, et on la brise en morceaux. On affine ensuite la fonte mazée par la méthode de Franche-Comté.

On trouvera dans l'article suivant des détails sur les fineries, qui nous dispensent d'étudier le mazéage ici; car ce sont des opérations identiques.

Le travail de ces forges a tant de rapport avec celui des forges catalanes, que nous pourrions en abréger un peu la description. La disposition du foyer est la même; l'aire du foyer est élevée de 30 à 40 centim. au dessus du sol; il peut avoir environ 1 mètre 88 centim. en longueur, sur un mètre de largeur; il est surmonté d'une cheminée qui repose sur des piliers; sa surface est recouverte de plaques de fonte, où l'on ménage une ouverture, pour y construire le creuset.

Les dimensions des creusets varient; ils ont, en général, 84 centim. de longueur, sur 65 à 68 de largeur; et 18 à 23 de profondeur. C'est la profondeur, qu'il importe d'étudier avec soin, et de varier selon la nature des fontes; parce que la coagulation de la fonte est d'autant plus prompte, que le creuset est moins profond: en conséquence, la fonte blanche exige des creusets plus profonds que la fonte grise.

Les plaques du contrevent et de la rustine, penchent ordinairement en dehors, sous un angle de 5 à 6°, afin qu'on puisse sortir avec plus de facilité la masse de fer prête à forger, qu'on appelle la *loupe*. Le fond est presque toujours horizontal; cependant, pour une fonte très-grise, il faut l'incliner un peu vers la tuyère; au contraire, une légère pente vers le contrevent convient mieux, si la fonte est blanche, car alors elle tend à se coaguler avant d'être entièrement épurée.

La tuyère s'avance toujours un peu dans le feu; elle dépasse ordinairement la varme de $0^m,078$ à $0^m,092$.

La bouche de la tuyère est demi-circulaire; ses dimensions varient avec la qualité de la fonte. Pour la fonte blanche, la tuyère présente, au plus $0^m,046$ de longueur, sur $0^m,029$ de hauteur; pour la fonte grise on lui donne $0^m,052$ sur $0^m,033$.

La tuyère plonge vers le fond du creuset; la fonte blanche exige un vent plus plongeant que la fonte grise. On observe, du reste, une certaine relation entre la nature de la fonte, la profondeur du creuset, et l'inclinaison de la tuyère.

2844. Outre ces modifications déjà assez délicates, il faut tenir compte de l'air consommé, qui varie suivant la nature de la fonte, celle du charbon et les divers temps de l'affinage. Ainsi, une fonte grise de bonne qualité exige, pendant la fusion, de 135 à 145 pieds cubes d'air; la fonte blanche en demande 145 à 155. Quand on fait la pièce, il en faut, suivant la nature de la fonte, 180 à 190, et quand on avale, de 215 à 225; c'est la dernière opération que l'on fait subir à la loupe.

M. Karsten résume ainsi les règles principales de construction des feux l'emploi d'un vent rasant et d'un foyer de 18 centimètres de profondeur seulement, ne peut convenir que pour une fonte grise de la meilleure qualité. Si elle était un peu moins bonne, on ne changerait pas la posi-

tion du fond, mais on donnerait à la tuyère une inclinaison de 6 mill. à peu près; dispositiou recommandable dans tous les cas, parce qu'elle diminue le déchet.

Une fonte grise de mauvaise qualité devrait être traitée dans un fen de 20 à 21 centimètres de profondeur, et dont la tuyère serait très-plongeante.

Un feu très-profond de 23 à 24 centimètres, et un vent rasant, ne doivent être employés que pour une bonne fonte blanche. Mais, il vaut mieux diminuer la profondeur du creuset, et augmenter le plongement de la tuyère; réduire l'un à 22 centimètres, et donner à l'autre une pente de 10 mill., si toutefois on a pour but principal d'obtenir un très-bon fer; lorsqu'on veut plutôt économiser la fonte, il faut préférer l'emploi d'nn creuset profond.

Un feu dont la tuyère, élevée près de la varme de 23 centimètres au dessus du fond, plonge de dix mill., convient à l'affinage d'une fonte blanche impure; et pent servir au traitement de la plupart des fontes mêlées, lorsqu'on veut obtenir un bon fer.

2845. Pour exécuter un affinage, on garnit la surface du creuset de petits charbons, ou *fraisil*; on en recouvre aussi le fond, et on remplit le creuset de charbon. La gueuse à affiner, placée sur des rouleanx s'avance dans le creuset; lorsqu'elle est grise, on la place à six pouces de la tuyère; la fonte blanche en est tenue à une plus grande distance. On met dans le creuset, des scories provenant de la dernière loupe; ce sont les scories qui s'attachent au fond du creuset et non point celles qui s'écoulent par le trou du chio qu'il faut employer. Les scories adhérentes au creuset reçoivent le nom de *sornes* et consistent, d'après M. Berthier, en un silicate basique de fer très-mélangé de particules de fer métallique. Les sornes portent donc du fer à la masse, et par l'oxide de fer qu'elles renferment facilitent son affinage. Après l'addition des sornes, on recouvre la fonte d'une mesure de charbon et on fait aller les soufflets. La fonte, ainsi soumise à l'action de la chaleur, se fond peu à peu, et se rend dans le creuset. Pendant cette fusion, le métal s'écoule en gouttes, qui ruissèlent au travers du courant d'air chaud. Il se forme douc à la fois de l'oxide de carbone qui se dégage, et du silicate de fer qui fond et qui d'abord est très-basique. M. Berthier a prouvé que c'est à ce moment surtout que le manganèse s'oxide, et que le phosphore des fontes se change en phosphate de fer. A mesure que la gueuse se liquéfie à son extrémité, on l'avance dans le crenset. Les scories s'accumulent dans le fourneau; le fondeur les recnle au besoin, mais en laisse une partie dans le feu, pour empêcher l'oxidation, et diminuer le déchet. Si la masse fondue est nn peu dure, l'affineur augmente le vent; dans le cas contraire, il tâche de la soulever près du contrevent, avec un ringard.

Dès que le creuset renferme une quantité suffisante de fonte, pour une pièce, on commence le travail de la lonpe; opération qni présente deux périodes. Dans la première, on sonlève la masse à plusieurs reprises; dans la seconde, qu'on appelle *avaler* la loupe; on soulève le métal qui, déjà épuré, fond ensnite en bouillonnant.

2846. L'affineur, aussitôt que la fusion est achevée, enlève les petits charbons qui couvrent le devant de l'aire, met le fer à nu, soulève la loupe avec un ringard, et la rapproche de la face du contrevent; il la tient ainsi soulevée avec un second ringard qu'il place en croix, pour pouvoir la tourner à volonté. La masse ferreuse se divise en trois ou quatre parties, lorsqu'on la soulève, de sorte qu'elle présente une très-grande surface à l'action de l'air. L'affineur retire les fragments de métal du feu, y verse du charbon, et les place sur ce combustible nouveau. Selon leur degré d'affinage, il donne plus ou moins de vent, et jette, si le cas l'exige, une pelletée de battitures dans le feu. Les interstices laissés entre les morceaux de métal sont remplis de charbon, pour les empêcher de s'agglutiner. Le fer entre bientôt en fusion, et se rend dans le creuset.

Il faut toujours soumettre la matière à la seconde opération que nous avons énoncée. Pour économiser le temps et le combustible, on a souvent essayé de s'en dispenser; mais l'expérience s'est prononcée presque toujours contre cette manière d'abréger le travail.

2847. Pour *avaler* la loupe, on soulève la masse au dessus de la tuyère, de manière que le vent passe au dessous. L'affineur enlève alors avec son ringard, la sorne attachée au fond du creuset, et renverse ensuite la masse sur les charbons embrâsés, qu'il couvre de combustible frais. On donne un fort coup de vent, pour produire un haut degré de chaleur, qui fasse bouillonner le fer, le rende à demi-liquide, et opère une séparation complète des scories et du carbone. L'activité des machines soufflantes, le bouillonnement de la masse, qui présente au vent des points de contact nombreux, la haute température, tout concourt à l'épuration du métal. Le fer étant ainsi réuni dans le creuset, l'ouvrier en enlève des lopins successifs, en plongeant dans la masse une barre, autour de laquelle s'attache une quantité de fer suffisante pour les former. L'opération chimique est terminée; il ne s'agit plus que d'étirer le fer en barres, par des opérations purement mécaniques, au moyen de marteaux ou de cylindres.

2848. Quand on divise la loupe en lopins, en enfonçant dans la masse une barre de fer froide à laquelle s'attache du fer, on appelle cette opération *affinage par attachement*. Quelquefois, au contraire, on laisse la loupe entière et on profite de la chaleur qu'elle possède, pour lui donner une forme régulière, et pour la couper en plusieurs parties qui puissent être maniées et forgées en barres avec facilité. Les coups de marteau se succèdent lentement pour aplatir la loupe, et en faire sortir le laitier. Bientôt le mouvement est accéléré. Le forgeron avance, retire ou tourne la pièce de sorte que la surface en devienne uniforme. Il est aidé par un ouvrier qui soutient la masse avec le levier de fer. Il la retourne ensuite sur la longueur, de manière que le côté qui avoisinait le chio soit placé sur l'enclume, et que le marteau frappe sur celui de la rustine; l'ouvrier maniant la pièce comme précédemment, fait agir le marteau avec toute sa vitesse. Cette opération s'appelle *cingler la loupe*.

Le forgeron saisit ensuite la pièce avec la petite tenaille à cingler, la

tourne de manière que le côté qui était en dessous dans le foyer, touche l'enclume et que la surface opposée reçoive les coups du marteau, qui doit agir avec le maximum de vitesse. La pièce reçoit alors la forme d'un parallélipipède; il la coupe en quatre, cinq, ou six morceaux. A mesure qu'on détache les morceaux, on les place dans le feu et on les dresse.

Pour les étirer, on les chauffe au blanc soudant, et on les étire à moitié, sous le marteau, pour en former des *maquettes*, qu'on refroidit dans l'eau. Dans certaines usines, on ne procède à l'étirage de ces maquettes que pendant la fusion subséquente. Ailleurs, on les étire de suite; ce qui est plus avantageux, parce qu'on profite de la chaleur qu'elles retiennent encore. L'étirage des *maquettes* en barres, s'exécute de la même manière.

Un feu bien servi doit occuper cinq ouvriers, un maître affineur, un marteleur, deux chauffeurs et un aide. Le travail commence dans la nuit du dimanche au lundi, et continue sans interruption jusqu'au samedi soir.

Le déchet, qui est très-variable, dépend de la nature de la fonte, et de l'adresse de l'ouvrier. Il peut s'élever jusqu'à 40 p. 0/0; mais souvent il n'est que de 26 p. 0/0. La consommation du charbon dépend également de l'habileté de l'ouvrier, et de la qualité de la fonte.

Dans les petites forges, on consomme moins de charbon et plus de fonte que dans les grosses forges. Les premières donnent du fer de petit échantillon, qui se vend plus cher; mais leur fer est toujours dur et un peu aciéreux. La fabrication est plus considérable dans les grosses forges; mais elles exigent un cours d'eau puissant; tandis que les petites mettent à profit des cours d'eau qui seraient sans emploi.

On ne saurait donc faire un choix entre ces méthodes; les localités doivent décider à cet égard.

2849. Nous avons déjà fait connaître (1755) les agents principaux et les phénomènes essentiels de l'affinage. En définitive, c'est bien l'air lancé par les soufflets, qui débarrasse la fonte de son carbone, de son silicium et de son manganèse; quand ce dernier métal fait partie de la fonte. Mais il ne faut pas perdre de vue la manière détournée, suivant laquelle s'opèrent ces diverses purifications. On conçoit, en y réfléchissant un peu, que la fonte exposée à un courant d'air, doit s'oxider dès l'abord, dans toutes ses parties, et forme, ainsi à la fois de l'oxide de carbone qui se dégage, de la silice et des oxides de fer ou de manganèse, qui en se combinant produisent une scorie. Celle-ci enveloppe le reste de la fonte, et l'abrite bientôt du contact de l'air; en sorte que l'action de ce gaz cesse de s'exercer, quoique la fonte soit encore intacte, pour la majeure partie.

C'est la scorie ainsi produite, qui devient l'agent essentiel de l'affinage. Tant qu'elle n'est pas ramenée à l'état de silicate neutre, l'oxide de fer qu'elle renferme est décomposé par le carbone, le silicium ou le manganèse; il se dégage de l'oxide du carbone, et il se forme de la silice ou de l'oxide de manganèse, qui passent dans la scorie restante.

En jetant des battitures dans le creuset, on fournit une nouvelle quan-

tité d'oxide de fer, aux scories ; on les ramène à l'état de silicate basique, et la réaction recommence. Il est probable que, par l'emploi des battitures, on économiserait une assez grande quantité du fer qui s'oxide, à pure perte, pendant l'affinage.

A mesure que la fonte se dépouille de son silicium et de son carbone, les scories nouvelles qui se forment deviennent de plus en plus basiques. Les dernières sont donc ordinairement des sous-silicates, éminemment propres à l'affinage. Pour en tirer parti, il faut les recharger dans l'opération suivante.

2850. Les scories se divisent donc en trois variétés : les *scories crues*, qui renferment un excès de silice, et qui ne peuvent que nuire à l'affinage en ce que leur silice détermine l'oxidation du fer ; les *scories douces*, qui sont basiques et qu'on emploie avec profit pour oxider les corps qu'il s'agit de séparer de la fonte ; enfin les *scories neutres*, ou silicate neutre de fer, qui n'exercent aucune action. L'addition d'un oxide de fer, comme les battitures, peut convertir les premières et les dernières en scories douces, et les rendre propres à l'affinage.

Nous n'avons voulu considérer jusqu'ici, que les phénomènes généraux de l'affinage ; mais il faut encore tenir compte du phosphore et du soufre, qui peuvent se rencontrer dans les fontes, et voir ce que ces substances deviennent.

2851. Relativement au phosphore, M. Karsten a fait des analyses qui jettent le plus grand jour sur la question, en examinant les produits de l'affinage des fontes de Peitz et de Torgelow, qui proviennent de minerais très-phosphoreux, et qui renferment, pour ainsi dire, tout le phosphore que ces minerais contiennent.

Voici l'analyse des fontes dont il s'agit.

	Torgelow, grise, densité, 6,998.	Peitz, pas tout à fait grise ; densité, 6,981.
Silicium. . .	0,40	0,17
Graphite. . .	2,60	1,93
Manganèse. .	2,76	0,86
Phosphore. .	3,10	5,54
Fer.	91,14	91,50
	100,00	100,00

L'affinage de ces deux fontes s'exécute à Torgelow et à Peitz, dans un feu de forge ordinaire. La fonte est en petits morceaux, dont le poids total est d'environ 140 kil. ; on en dispose une partie dans le creuset, en face la tuyère, et le reste un peu au dessus du niveau de la tuyère, vers la face du contrevent.

Pendant la fusion, on ajoute les scories et les battitures provenant du travail précédent ; après deux heures de feu, on procède à la première percée, qu'on renouvelle toutes les fois que les scories s'élèvent au niveau de la tuyère. Toutes les scories, qui se produisent pendant la fusion de la fonte sont rejetées, comme scories crues.

Quand la fusion est terminée et que la masse a pris quelque consistance,

on arrête le jeu des soufflets, on soulève la fonte, et on l'arrose d'eau pour la solidifier complétement.

On nettoie le creuset, et on le remplit de charbon frais; on recueille les fragments qu'on y rencontre, pour les joindre à la fonte suivante. On renverse la loupe, en disposant ses faces en sens inverse des positions qu'elles occupaient précédemment. C'est alors que commence l'affinage proprement dit. On jette sur la loupe, un ou deux kil. de calcaire; on la recouvre de charbon; on rend le vent et on ajoute encore en deux fois, deux ou trois kil. de calcaire. Quand le fer est descendu au dessous du niveau de la tuyère, on soulève de nouveau la loupe, et on la place sur l'aire; on remplit le creuset de charbon frais, et par-dessus celui-ci, on répand deux kil. de calcaire, qui forment un lit sur lequel on pose la loupe sans la retourner. On la recouvre de charbon, et on ajoute encore deux kil. de calcaire; on rend le vent et on refond la masse une seconde fois, en répandant encore, pendant cette opération, du calcaire sur le charbon. On soulève la loupe une troisième fois, et, dans cette période qui presque toujours est la dernière, on se conduit entièrement comme dans les deux premières. Lorsqu'après ce soulèvement, le fer est de nouveau redescendu à la tuyère, on n'ajoute plus de calcaire; mais on relève de nouveau la masse, on ajoute du charbon frais, et on la replace sur le lit. On la laisse de nouveau s'abaisser pour prendre du fer par attachement; on enlève ensuite la loupe, et on débarrasse le creuset, pour l'opération suivante.

2852. On a trouvé

	Dans les scories crues.		Dans les scories riches.	
	De Torgelow.	de Peitz.	De Torgelow.	de Peitz.
Protoxide de fer.	61,25	67,28	85,50	80,16
Protoxide de manganèse. . . .	0,50	0,95	0,05	0,50
Acide phosphorique.	16,48	14,74	4,66	9,36
Silice.	17,20	10,82	5,60	7,21
Chaux.	2,73	5,07	2,43	2,65
Alumine.	0,20	0,15	0,10	0,08
Magnésie.	0,10 }	0,05	traces }	0,05
Potasse.	0,05 }		env. 0,05 }	
	98,51	99,06	98,39	99,81

La proportion de phosphore trouvée dans le fer forgé, varie de 0,75 à 0,81 p. % de fer, dans les deux usines, quoique la fonte de Peitz soit bien plus phosphorée que l'autre. Ce fer est donc encore cassant à froid, malgré le soin porté dans son affinage, et malgré la grande quantité de phosphore qui passe dans les scories.

2853. La principale différence, qui existe entre ce procédé d'affinage et le procédé ordinaire, consiste en ce que, dans le premier, l'addition de la chaux rend les scories pâteuses, d'où résulte la nécessité d'augmenter le vent pour élever la température, et de présenter successivement toutes les parties de la masse à affiner devant la tuyère. Cependant, malgré ces précautions, on remarque que le fer qui se trouve au contrevent, est moins purifié et moins bon que celui qui se trouve du côté de la varme.

On ne peut pas employer dans l'affinage, au delà d'une certaine proportion de chaux; car la scorie deviendrait trop réfractaire, et le fer serait pailleux, difficile à souder, et sujet à s'émietter sous le marteau. Les mauvaises qualités du fer préparé dans de telles circonstances, tiennent à ce qu'il renferme alors une certaine quantité de calcium en combinaison. On a reconnu que la présence d'un millième de calcium n'influe pas sensiblement sur les propriétés du fer; mais que 9 millièmes de ce métal, lui communiquent déjà de mauvaises qualités; le fer de Peitz en renferme près de 2 millièmes.

On avait pensé, qu'en substituant, en tout ou en partie, le carbonate de potasse à la pierre calcaire, on obtiendrait une déphosphuration plus complète du fer. Les essais qu'on a faits ont prouvé, comme on pouvait s'y attendre (1284), que les alcalis ne peuvent remplacer le carbonate de chaux dans l'affinage, parce qu'ils diminuent la soudabilité du fer, et lui communiquent une dureté que ne produit pas un grand excès de chaux.

Le meilleur moyen qu'on puisse employer, quant à présent, pour obtenir de bon fer avec de la fonte qui contient du phosphore, consiste donc à l'affiner avec le plus grand soin, en y ajoutant du carbonate de chaux. S'il est vrai, que cette conséquence ne s'étende pas jusqu'au haut-fourneau lui-même, et que des laitiers fortement calcaires ne puissent pas servir à débarrasser les fontes d'une partie de leur phosphore, il faudrait en conclure qu'il y a là quelque variation d'effet, due à la température.

2854. On conçoit que le procédé que l'on vient de décrire, est précisément celui qui convient au traitement des fontes sulfureuses. Mais, il faut observer que les manipulations sont moins nombreuses, les additions de chaux moins fortes et moins répétées, précisément à cause de l'efficacité des laitiers très-calcaires, qui dans le haut-fourneau s'emparent du soufre, et donnent ainsi des fontes déjà bien plus pures que celles qui se forment sous l'influence du phosphore.

2855. Les analyses de M. Berthier et des divers chimistes qui ont examiné les scories des forges, prouvent que ce sont des matières fort riches en fer, et très-propres à subir un nouveau traitement dans les hauts-fourneaux, comme de véritables minerais. Toutefois, parmi ces scories, il en est qui renferment trop d'acide phosphorique, pour qu'on pût, sans inconvénient, leur faire subir une nouvelle réduction dans le travail courant. Il faudrait les passer à des époques déterminées, et dans le cas seulement où les fontes ne pourraient pas être modifiées d'une manière fâcheuse par le phosphore, ce qui est fort rare.

Quant à ce qui concerne les scories non phosphoreuses, il est certain qu'elles peuvent être chargées dans le haut-fourneau, par petites quantités à la fois, sans nuire à sa marche, et sans altérer les qualités de la fonte.

PUDDLAGE.

2856. Dès qu'on eut réussi, en Angleterre, à produire de la fonte au moyen du coke, on dut songer à tirer parti du même combustible pour

sa conversion en fer; mais on vit bientôt que l'on ne pouvait opérer dans des feux d'affinerie ordinaires, où le métal se trouve en contact avec le coke, parce que le fer se chargeait de soufre et devenait rouverain. Pour se mettre à l'abri de cet inconvénient, on a substitué aux feux d'affinerie les fours à réverbère, dans lesquels le foyer est distinct de la sole qui reçoit la fonte destinée à l'affinage, et dans lesquels la matière ne s'échauffe qu'à l'aide de la flamme seule. Mais, comme, la fonte très-grise des hauts-fourneaux anglais, s'affinerait trop difficilement dans les fours à réverbère, et y subirait un trop grand déchet, on a divisé l'affinage en trois opérations distinctes. La première s'exécute dans des *fineries*, qui sont des fourneaux analogues aux affineries ordinaires; la seconde, dans le four à puddler proprement dit, qui est un four à réverbère; la troisième, qui n'a pas la même importance, se passe dans un autre four à réverbère, connu sous le nom de *four à réchauffer*.

2857. Les fineries (pl. 65) présentent un massif de maçonnerie élevé de un ou deux pieds au dessus du sol. Le creuset occupe le milieu de ce massif; il varie de 1 pied à 2 pieds et demi de profondeur, sur 3 pieds de longueur, et 2 pieds de largeur; la profondeur du foyer varie avec la nature de la fonte. Les fontes très-grises se traitent dans des creusets de 9 pouces de profondeur; et pour les fontes blanches, on va jusqu'à 15 pouces. Le creuset est revêtu intérieurement de plaques de fonte, recouvertes d'argile; sur le devant du creuset, se trouve placé un trou, par lequel on fait couler les scories et le métal fondu, dans une fosse placée au dessous. Le creuset est surmonté d'une cheminée soutenue par quatre piliers de fonte; l'intervalle qu'ils laissent, est fermé par un mur en briques du côté des tuyères; les autres faces le sont par des portes en tôle, fixées dans les piliers qui soutiennent la cheminée; une des faces demeure libre pour le travail. La fumée trouve dans la cheminée un écoulement régulier.

La tuyère employée dans les fineries est toujours une tuyère à circulation d'eau; elle est donc formée de deux portions concentriques, entre lesquelles circule un courant d'eau froide, pour éviter qu'elles ne brûlent. Quand on n'emploie qu'une seule tuyère, on donne le vent au moyen de deux buses; mais le plus souvent, il y a deux tuyères en face l'une de l'autre, disposition qui paraît tellement avantageuse, que l'on fait en Angleterre des fineries munies de trois, quatre et même six tuyères. Les tuyères sont inclinées de 20 à 25 degrés vers le fond du creuset, de manière à plonger sur le bain; la quantité d'air lancé, est à peu près de 200 pieds cubes par minute, d'après MM. Élie de Beaumont et Dufrénoy, pour une finerie à une seule tuyère; mais dans les fineries à quatre tuyères, MM. Coste et Perdonnet ne l'évaluent pas à moins de 7 à 800 pieds cubes par minute. L'emploi de ces grandes masses d'air rend le travail plus prompt, et donne un métal mieux affiné.

2858. Pour procéder à l'affinage de la fonte, après avoir nettoyé le creuset, on le remplit de coke fait en tas, sur lequel on pose de 1000 à 1200 kilog. de fonte, en morceaux de 20 à 25 kilog., qu'on recouvre d'un amas

de coke en dôme; et on met le feu. Au bout d'un quart d'heure, quand il s'est communiqué partout, on donne le vent; à mesure que le coke brûle, et qu'il se produit des affaissements, on en ajoute de nouveau. Le seul soin des ouvriers consiste à tenir la température assez élevée, pour que la fonte devienne bien liquide. C'est la quantité de vent fournie par les tuyères, qui fait seule le succès du travail. Quand elle est convenable, et que l'opération marche bien, on voit les charbons se soulever sans cesse, soit par l'effet du vent, soit par le boursouflement qu'éprouve la fonte, en raison de la formation de l'oxide de carbone.

Quand toute la fonte est en pleine fusion, ce qui exige deux heures, ou deux heures et demie, on ouvre la percée, et le métal coule dans la fosse, où il forme une plaque longue de 9 à 10 pieds, large de 2 pieds environ, et épaisse de 2 pouces à 2 pouces et demi. Une couche assez épaisse de scories le recouvre, et quoique le métal soit prompt à se solidifier, on jette de l'eau dessus pour le refroidir plus promptement, afin de le rendre cassant. La fonte prend alors le nom de *fine-métal*; elle est devenue très-blanche, quelquefois grenue; sa cassure est rayonnée; elle est souvent caverneuse ou poreuse à la surface, et quelquefois même, la masse entière présente ce dernier caractère.

La fonte a déjà subi une première épuration, et on admet qu'elle s'est débarrassée en grande partie du soufre et du phosphore qu'elle renfermait.

Les scories qui accompagnent le *fine-métal* sont noires, à cassure brillante, bulleuses et fort riches en fer; elles sont entièrement analogues à celles qui sortent des affineries ordinaires.

La perte varie de 10 à 12 pour cent; la quantité de coke consommée varie, de 150 à 200 kilog. pour 1000 de fonte.

2859. Voici, comme exemple, d'après M. Berthier, l'analyse de trois échantillons de *fine-métal* ou fonte mazée, préparée à Firmy avec la fonte nº 1 (2856). Il est en plaques minces, dont la partie inférieure est compacte, grenue, et la partie supérieure excessivement boursouflée. La lime ne l'entame pas; mais on le réduit facilement en poudre dans le mortier Il est blanc et peu éclatant.

FINE MÉTAL DE FIRMY.

Fer. . . .	97,80	98,65	98,85
Charbon. .	1,70	1,10	1,00
Silicium . .	0,50	0,25	0,15
	100,00	100,00	100,00

Voici, en outre, d'après le même auteur, l'analyse des scories produites pendant l'affinage.

	Premières.	Moyennes.	Dernières.
Silice.	23,0	19,0	18,0
Chaux.	2,0	17,0	10,0
Alumine.	1,0	1,0	1,0
Magnésie.	1,0	1,0	1,0
Protoxide de manganèse. .	29,0	10,5	9,5
id. de fer.	45,0	51,5	61,0
	101,0	100,0	100,5

Le travail des fineries débarrasse donc la fonte du manganèse, d'une partie du carbone, d'une partie du silicium, et enfin, d'une partie du soufre et du phosphore. Ce serait même, surtout à la séparation de ces deux derniers corps, que cette opération serait utile, d'après M. Berthier, qui a prouvé, qu'une oxidation directe est plus efficace à leur égard, que cette oxidation détournée qui, dans le puddlage ou l'affinage ordinaire, s'opère au moyen des scories.

2860. La seconde et principale opération de l'affinage est appelée *puddlage*, de *to puddle*, qui exprime le brassage auquel le métal est soumis, et qui fait le caractère essentiel du travail. Le puddlage n'est pas une invention bien ancienne : elle est due à Henri Cort, de Gosport, en Angleterre, qui la mit lui-même en pratique; elle fut décrite pour la première fois en 1786, peu de temps après sa découverte.

Le puddlage s'exécute toujours dans un fourneau à réverbère (Pl. 66), désigné sous le nom de *fourneau à puddler*, qui diffère un peu des fours à réverbère ordinaires, par la forme de la sole; son tirage exige une cheminée, qui n'a guère moins de 40 pieds de haut. L'intérieur du four à puddler est formé de briques réfractaires; l'extérieur, de briques ordinaires, ou même de pierres. On revêt assez souvent ces fours, de plaques en fonte, qui permettent, par l'appui qu'elles donnent à la construction, de la rendre beaucoup plus légère. La sole, qui est presque horizontale, n'offre qu'une légère pente, pour l'écoulement des scories : elle se fait en briques réfractaires, ou même, au moyen d'une ou plusieurs plaques de fonte, qui sont soutenues par des piliers en même métal; elle se termine par un plan incliné, qui se rend au trou de *floss*, derrière la cheminée, par lequel s'écoulent les scories. On adapte à ce fourneau un registre pour modifier ou intercepter le passage de la flamme pendant le travail. La porte du travail doit s'abaisser et se soulever facilement, pour intercepter le passage de l'air.

On laisse rarement la sole nue : on la couvre d'une couche de sable gras, assez réfractaire, mais pourtant capable de s'agglutiner, sous l'influence d'une haute chaleur. On se sert, dans quelques usines, de scories pilées : l'avantage de ces dernières est dû, à ce que ces scories étant déjà saturées d'oxide de fer, n'en absorbent plus, et déterminent moins aisément sa production. Le déchet est donc moins fort à l'affinage; mais on leur reproche de fournir un fer inférieur, en qualité, à celui qui s'obtient dans les fourneaux à sole en sable.

2861. M. Villeneuve a soumis à des essais en grand, les soles en chaux pure, et a eu pour résultat une accélération très-notable dans l'opération, sans que le déchet ait été beaucoup diminué.

L'emploi de ces soles en chaux, avait surtout pour objet de donner au fer une qualité supérieure, en le préservant de la fâcheuse influence du soufre, dont les effets se font toujours sentir dans le puddlage à la houille. On conçoit que la chaux, qui se trouve là en grand excès, tend à s'emparer du soufre et du phosphore contenus dans la fonte, ou fournis par le combustible; le fer s'en trouve donc amélioré.

C'est dans le même but que M. Dufaud, et après lui tous les puddleurs, ont fait usage de la chaux, projetée sur la matière de temps en temps, pendant le cours de l'opération.

Voici les résultats obtenus par M. Villeneuve : il est à désirer que ces essais soient continués, car ils peuvent conduire à une véritable amélioration dans la qualité du fer, qui compenserait bien les frais occasionnés par l'emploi de la chaux.

	Sole formée de 5 vol. de chaux et de 1 vol. de sable.	Sole en chaux pure.	Sole en sable.
Poids de la fonte.	285	247 k.	»
Id. du fer cinglé.	235 k.	202 k.	»
Perte pour 100.	17.5	18,2	18,7
Consommation de la houille. . .	205 k.	195 k.	»
Durée de l'opération.	1 h. 40′	1 h. 50′	2 h. 25′

Il est étonnant que dans ces essais, le déchet n'ait pas été plus affaibli, car la chaux devrait, par sa présence, prévenir d'une manière plus efficace la production de l'oxide de fer.

2832. Quoi qu'il en soit, les soles se préparent ordinairement en sable, pour certaines qualités de fer ; et pour les cas ordinaires, en scories, ou à l'aide d'un mélange de scories et des battitures qui tombent des laminoirs. On en met une couche de deux pouces et demi à trois pouces, que l'on répare à chaque opération, en bouchant les trous qui s'y sont formés. Tous les huit jours, la sole doit être renouvelée entièrement.

Les morceaux de fonte qu'il s'agit de puddler, pèsent de 1 à 5 kil., et quand la sole est réparée et le fourneau en plein feu, on les introduit par la porte de travail, et on les dispose les uns sur les autres, de manière à former des piles qui vont jusqu'à la voûte; il ne doit pas exister de grands vides entre les morceaux, parce qu'il y passerait trop d'air, qui occasionnerait une forte oxidation ; et surtout, pour éviter une perte d'espace. On laisse le milieu libre, ce qui permet de brasser la matière, qui se fond successivement.

On ferme la porte et l'on ouvre le registre, afin de donner un coup de feu très-fort; de telle sorte, qu'au bout de vingt minutes le fine-métal est parvenu au rouge-blanc, commence à entrer en fusion, et laisse couler des gouttelettes de fonte sur la sole du fourneau. On ouvre la porte ; on brise les morceaux de fonte avec un ringard ; on écarte du pont tout ce qui tend à prendre une fusion trop complète, et quelquefois même, on bat le métal sur la sole, au moyen d'une masse en fer. On se propose de faire passer tout le métal à un état de fusion épaisse ou pâteuse, et pour atteindre ce but, il faut quelques tâtonnements. Ainsi, on ferme le registre, pour intercepter le courant d'air, et on ôte même le feu pour abaisser la température du fourneau, si le coup de feu a été trop poussé; on arrête, au contraire, le brassage et on ferme les portes, si le fourneau s'est refroidi par trop.

Quand la fonte est parvenue à l'état pâteux convenable, on la remue continuellement ; elle se boursoufle et laisse dégager beaucoup d'oxide de

carbone, qui brûle avec une flamme bleue qu'on aperçoit à la surface du bain. L'état pâteux de la foute, que l'on met tant de soin à obtenir, favorise beaucoup la formation de ce gaz, ce qui est indispensable à la décarburation de la fonte. Il permet de la diviser et de la pétrir, en quelque sorte, avec l'oxide de fer qui se forme à la surface, et celui-ci en réagissant sur le charbon de la fonte, le convertit en oxide de carbone.

A mesure que ce gaz se produit et se dégage, le métal s'affine peu à peu, et devient moins fusible; on continue à brasser, jusqu'à ce que la matière transformée en véritable fer, soit réduite entièrement en petits grains isolés, et comme sableux. Alors, on donne un nouveau coup de feu, pour porter le fer au blanc soudant. On charge donc le foyer, et on ouvre le registre: la température ne tarde pas à s'élever au degré nécessaire, et le métal commence à se ramollir et à s'agglutiner; le fondeur prend alors, avec son rable, un noyau de métal, et le roule sur la sole; il ramasse ainsi, d'autres grains de fer qui s'y collent, précisément comme s'il s'agissait de former une boule de neige.

On s'arrête quand il s'est rassemblé une *balle* ou *loupe*, du poids de 30 à 35 kil.; on place cette première balle dans la partie du fourneau qui reçoit la plus grande chaleur; on continue de la même manière, jusqu'à ce qu'on ait transformé en balles toute la charge qui en fournit ordinairement six ou huit. Alors, on ferme encore les portes, et on donne un dernier coup de feu, qui commence et facilite le soudage des particules de fer encore isolées.

Lorsque ces balles sont suffisamment échauffées, on les prend successivement avec une tenaille, on les porte sous les cylindres dégrossisseurs; la compression qu'éprouve le fer est si grande, que les scories jaillissent avec force. Les cylindres cannelés présentent des rainures dont la surface diminue successivement. La première, sur laquelle on passe la balle au sortir du fourneau, est ellipsoïde; elle est creusée d'entailles, ou armée de dents, qui empêchent la balle de glisser, et la forcent à s'allonger; un ouvrier la met entre les cylindres; un second, placé de l'autre côté, la reçoit. On l'introduit de nouveau entre eux, et on la passe ainsi cinq à six fois, en ayant soin de rapprocher les cylindres, à chaque fois, au moyen d'une vis de pression. On la fait passer ensuite entre les autres rainures, de manière que le fer soit étiré en barres plates d'un demi-pouce d'épaisseur, et de 3 pouces de largeur.

Dans un grand nombre d'usines, la loupe avant de passer sous les cylindres, est soumise à l'action du marteau à cingler. Dans ce cas, quand on commence à forger la loupe, il faut bien se garder de faire agir le marteau avec tout son poids, car elle se briserait du premier coup. Il faut d'abord la comprimer faiblement, et à mesure qu'elle prend de la consistance, elle devient susceptible de supporter le choc du marteau. On parvient ainsi à la transformer en pièces parallélipipédiques, qui sont immédiatement étirées en barres, sous les cylindres.

2363. L'analogie qui existe entre l'opération du puddlage et l'affinage qu'on exécute dans les forges anciennes, nous dispense de toute explica-

tion théorique. On observera, seulement, que les scories du four à puddler sont presque toujours des scories crues, c'est-à-dire des silicates plus ou moins acides, ce qui provient évidemment du sable siliceux qui forme la sole.

Cette circonstance indique qu'il est difficile de compléter l'affinage dans le four à puddler, et qu'une dernière opération, qui s'exécute dans d'autres fours à réverbère, n'est pas inutile pour terminer l'épuration chimique du fer.

Ce fer est, en effet, encore très-impur, et ne pourrait être employé dans cet état; pendant qu'il est encore rouge, on le recoupe en barres, dont la longueur est proportionnelle à l'échantillon du fer que l'on veut produire; et l'on place plusieurs de ces barres, ordinairement quatre, les unes sur les autres pour les souder.

Cette troisième opération s'exécute dans des fourneaux à réverbère, connus sous le nom de *fours à réchauffer ;* ils sont plus longs que les fours à puddler. Quand ces barres sont parvenues à la chaleur nécessaire au soudage, on les sort du fourneau, et on les étire entre les cylindres, en les faisant passer dans des cannelures dont les dimensions diminuent progressivement. Nous avons donné dans les pl. 68, 69, 70, le dessin des fours à réchauffer, des différents cylindres, et des fenderies ou cisailles, nécessaires à une forge.

Un fourneau à *puddler* est desservi par trois ouvriers. On peut passer dix charges par jour. Une machine de compression emploie quatre ouvriers; elle suffit pour étirer le fer que produisent six, huit et même seize fours à réverbère.

2864. *Puddlage à l'anthracite.* Dans les expériences faites au moyen de ce combustible, M. Robin a reconnu que le puddlage ne peut pas s'opérer avec le simple courant d'air établi par la combustion même; il a fallu se servir d'un vent forcé. La chauffe a donc été fermée, et la combustion entretenue au moyen de trois tuyères, dont les buses avaient $0^{m},027$. La pression du vent était de $0^{m},07$. Les buses étaient placées à 26 pouces au dessous du pont, et à 6 pouces au dessus du sol de la chauffe.

Au moyen de ces dispositions, le fourneau se trouva convenablement chauffé; et la flamme fut si forte, qu'elle arrivait au haut de la cheminée, et s'en échappait claire et sans fumée, comme la flamme de l'alcool. L'anthracite employé était en fragments de la grosseur d'une noix; à la première impression du feu, ils décrépitaient vivement, et ce fut là un des inconvénients du procédé.

On chargeait à chaque chaude 175 kilog. de fonte. L'opération durait 20 ou 25 minutes de plus qu'avec la houille. La fonte rendait 83,5 pour 100 de fer en masseaux; tandis qu'avec la houille, le rendement était de 85,5. Enfin, par vingt-quatre heures, la consommation de combustible était de 1717 kilogr. d'anthracite; tandis qu'avec la houille, elle s'élevait à 2000 kilogr. L'avantage apparent disparaîtrait, en tenant compte de la consommation de combustible, nécessaire pour la soufflerie.

En somme, le puddlage à l'anthracite paraîtrait possible, et même avan-

tageux, si la qualité du fer répondait aux autres circonstances de l'opération. Mais dans les essais faits à Vizille, on n'obtint que des fers de couleur. Il est assez difficile d'expliquer cette circonstance, si l'analyse du fer obtenu est exacte. Il renfermait.

Soufre.	0,00
Silicium. . . .	0,37
Aluminium. . .	0,04
Fer.	99,59
	100,00

M. Robin attribue la propriété cassante du fer, à la présence d'une quantité de silicium et d'aluminium, plus forte que celle qu'on trouve ordinairement dans le fer. Cette supposition ne paraîtra pas juste, si l'on remarque qu'il existe plus de silicium encore, dans le fer de Champagne (1645), et que l'aluminium ne procure aucune mauvaise qualité au Wootz. Il est probable que l'analyse qui précède, a été faite sur un échantillon privé, accidentellement, du soufre qui altérait les qualités de la masse.

2865. Le puddlage à l'anthracite offre donc deux inconvénients. Le premier, c'est l'obligation d'employer un tirage à vent forcé; le second, et le plus redoutable, c'est la production d'un fer cassant. Que l'on soit obligé de forcer le vent pour animer la combustion; ou bien, que l'on puisse obtenir le même effet par un mélange de houille ou de bois et d'anthracite, c'est ce que l'expérience peut seule décider. Du reste, cette question a peu d'importance.

La production d'un fer cassant, est un événement plus grave; mais n'est-il pas possible de l'éviter? M. Robin présume qu'elle est due aux cendres d'anthracite entraînées par le vent. Ce sont elles qui donnent au fer ce silicium et cet aluminium qu'il présente à l'analyse. On serait plus porté à croire qu'elle provient du soufre des pyrites, si abondantes dans l'anthracite; ce soufre formerait d'abord du gaz sulfureux, qui serait décomposé par le fer. Dans les deux cas, il serait indispensable d'ajouter de la chaux pendant le puddlage, et cette addition suffirait, sans doute pour corriger le fer.

M. Robin, qui a si bien dirigé ces expériences conclut, en définitive, que le puddlage à l'anthracite est impossible. Ce jugement n'est pas sans appel, sans doute, les difficultés qui se sont présentées, étant de nature à disparaître par de légères modifications dans la marche du puddlage, et dans la forme de la chauffe.

2866. *Puddlage au bois.* D'après les résultats qui précèdent, on voit que si l'on voulait substituer le bois à la houille, dans l'opération du puddlage, il faudrait employer environ 2000 kilog. de bois pour produire 1000 kilog. de fer. Des expériences suivies sur cette substitution, ont été faites à la forge anglaise de Châtillon-sur-Seine. Voici les dimensions du four à puddler.

Chauffe.	Longueur.	1 mètre.
	Largeur.	0,94
	Hauteur.	0,81 depuis la traverse qui supporte la grille jusqu'à la voûte.

Four. . . .	Long. du pont, au flux.	1,94	
	Largeur au pont. . . .	0,94	
	Largeur au milieu. . .	1,24	vis-à-vis la porte de travail.
	Largeur au flux. . . .	0,28	
Hauteur de la voûte. . .	Près du pont.	0,66	
	Vis-à-vis la port. de trav.	0,61	
	Au flux.	0,15	
Hauteur du seuil de la porte de travail au dessus de la sole		0,15	
Hauteur du pont, au dessus du seuil de la porte de travail.		0,13	

La hauteur du réverbère du flux était de $0^m,04$, en contrebas du seuil de la porte de travail.

L'opération était conduite comme celle du puddlage à la houille ; sa durée était à peu près la même. La charge était de 175 kilog. de fonte fabriquée au charbon de bois ; on obtenait 152 kilog. de fer puddlé ; le déchet était donc de 1,5 pour 100. La qualité de fer était la même que celle du fer puddlé à la houille.

On consommait 52,87 pieds cubes de bois de charbonnage de toute essence, par opération. On peut donc établir le compte de la manière suivante :

Fer puddlé. 100
Fonte employée. 115
Bois employé 21,6 p. c. = 0,74 m. c. = 225 k. = 675,000 calor.

Le puddlage au bois est donc une opération exécutable, et peut se faire avec une consommation réelle, qui n'excède pas celle que l'on éprouve dans le puddlage à la houille. Dans les essais dont on vient de rendre compte, le bois n'avait pas été desséché ; il serait utile de le faire. On emploierait, pour cela, les fourneaux qui servent au même usage dans les verreries. On consommerait, il est vrai, environ un douxième du bois à dessécher, pour produire cet effet ; mais cette perte se retrouverait dans le puddlage, et la marche du fourneau en serait améliorée de manière à produire une véritable économie.

Le puddlage au bois ne doit pas être comparé au puddlage à la houille. Il y aurait rarement économie dans cette substitution, à cause du prix des transports, des frais d'emmagasinage, des dépenses de main d'œuvre qu'occasionnerait la dessiccation du bois, etc. Partout où l'on trouve de la houille a portée, il est difficile de penser que le puddlage au bois puisse soutenir la concurrence. Mais les résultats sont tout autres, si l'on compare le puddlage au bois, à l'affinage au charbon de bois. Il suffit de rappeler que le bois contenant 37 pour 100 de charbon, n'en fournit que 16 ou 17 dans le procédé ordinaire des forêts, pour avoir le rapport des consommations réelles. Toutes choses égales d'ailleurs, le puddlage au bois consommerait, à peine, la moitié du bois qu'exige le procédé de l'affinage au charbon de bois.

C'est donc aux usines placées loin de la houille, et forcées d'affiner au charbon de bois, qu'il convient de se livrer à l'examen d'un procédé qui tend à corriger le désavantage de leur position. Il serait probablement

avantageux de construire les chauffes à flamme renversée; le chargement du bois en deviendrait plus facile, et sa combustion plus régulière.

2867. *Puddlage à la tourbe.* Ce procédé a été mis en usage, avec succès, à Lauchamer, près de Dresde. M. Alex. qui en a conçu l'idée, et qui a combiné les appareils nécessaires, emploie de la tourbe séchée à l'air d'abord, et maintenue ensuite pendant huit jours, à 40° pour en compléter la dessiccation.

Ainsi préparée, cette tourbe produit un effet égal à celui de la houille, quand on emploie 2,5 de tourbe pour 1 de houille en poids, ou bien 8 de tourbe pour 1 de houille, en volume. Pour obtenir un fourneau capable de brûler dans le même temps, huit volumes de tourbe, au lieu d'un volume de houille, il a fallu lui donner les dimensions suivantes :

		m.	
Chauffe.	Longueur.	1,10	
	Largeur.	0,84	
	Hauteur.	0,84	
Section au pont.	Largeur.	0,84	
	Hauteur à l'axe.	0,29	
	Hauteur sur les bords.	0,22	
Sole.	Longueur.	1,88	
	Larg. en face de la porte.	0,84	
Hauteur de la sole à la voûte.		0,57	en face de la porte de travail.
Rampant.	Largeur.	0,29	
	Hauteur.	0,14	
Cheminée.	Section.	0,42	de côté.
	Hauteur.	14,00	

Le puddlage se conduit, comme à l'ordinaire, avec addition de battitures et de scories. La charge est de 125 kil. de fonte ; elle perd 6 à 8 pour 100 de son poids dans l'opération. Cette perte paraît évaluée trop bas; mais elle se retrouve, du reste, dans le forgeage des lopins, qui sont chauffés dans un fourneau d'affinage au charbon de bois. La perte dans cette seconde opération, est de 25 à 28 p. 100.

En définitive, on peut établir le compte de la manière suivante :

Fer forgé.	100 k.
Fonte employée.	140 à 150 k.
Tourbe 1,16 m. c. = 290 k. =	870,000 calor. p. le puddlage.
Charbon de bois 0,68 m. c. = 100 k. =	700,000 calor. p. le forgeage des lopins.
	1,570,000 calories.

La même fonte affinée à l'allemande, au charbon de bois seul, donnait les résultats suivants :

Fer forgé.	100 kilogr.
Fonte employée.	140
Charbon de bois 1,45 m. c. = 214 k. =	1,498,000 calories.

On n'a donc pas réalisé d'économie réelle sur le combustible, en puddlant à la tourbe; mais on produit trois fois plus de fer que dans un

seul feu de forge ordinaire. La consommation de combustible diminuerait sans doute, si l'on étudiait mieux cette opération. On ne peut considérer ce qui précède que comme un premier fait, qui démontre la possibilité du puddlage à la tourbe; c'est à des essais ultérieurs, à en déterminer les meilleures conditions.

2868. Revenons maintenant sur l'ensemble de l'opération du puddlage, ou plutôt même sur celle de l'affinage anglais en général. Il s'y forme, comme on peut le voir, trois sortes de scories et trois sortes de produits métalliques; les scories de finerie et le fine métal; les scories de puddlage et le fer puddlé; les scories de chaufferie et le fer fini. L'analyse de quelques uns de ces produits a déjà été donnée; nous allons seulement ici nous occuper des scories. M. Berthier a donné l'analyse des trois variétés que l'on vient de citer.

	Scories de finerie.	Scories de puddlage.	Scories de chaufferie.
Silice.	27,6	36,8	42,4
Alumine.	4,0	1,5	3,3
Protoxide de fer. . .	61,2	61,0	52,0
Acide phosphorique. .	7,2	0,0	0,0
	100,0	99,3	97,7

Ces analyses présentent en général, la composition des scories crues, comme on l'a déjà remarqué, et cela tient à la sole en sable sur laquelle les matières reposent, au moins dans les deux dernières opérations.

On observe fort bien ici, à cause de la division de l'opération, la manière dont le phosphore est séparé de la fonte; il est évident que c'est surtout dans la finerie que ce départ s'exécute. C'est en se fondant sur ces analyses et sur des résultats analogues, que M. Berthier a établi que le phosphore était un des premiers corps qui s'oxidaient dans le procédé de l'affinage en général. Sa tendance à se convertir en phosphate de protoxide de fer, explique assez cette prompte oxidation, qui s'opère toujours au moment où la fonte coule en gouttes, au travers du courant d'air embrasé des foyers.

ACIERS.

2869. Rinmann considérait comme acier, tout fer qui, chauffé au rouge et plongé subitement dans l'eau froide, se trouve plus dur qu'il ne l'était avant d'avoir subi cette opération. Cette définition est généralement adoptée aujourd'hui. On conçoit, toutefois, qu'entre les aciers proprement dits, qui prennent une trempe dure, et les fers qui n'en prennent pas sensiblement: il doit se rencontrer une foule d'intermédiaires; ce sont les *fers aciéreux*. On distingue quatre espèces d'aciers proprement dits, qu'on nomme *acier de cémentation*, *acier de forge*, *acier fondu* et *acier damassé*.

2870. *Acier de cémentation*. La cémentation est une opération, par laquelle on acière le fer forgé. On cémente de petites pièces de fer, à la surface, et sur une très-petite épaisseur, par un procédé connu, depuis longtemps, sous le nom *de trempe en paquet*. On place dans des caisses

de tôle, de fonte ou de terre, les morceaux de fer qu'on veut aciérer ; on les enveloppe d'un cément composé de charbon pulvérisé, de suie, de cendre et de sel marin. Les caisses étant enduites de terre argileuse, on les place dans un fourneau de forge ou à réverbère. Après quelques heures d'une température élevée, le fer est aciéré à sa surface. La cémentation en fabrique, ne diffère de ce procédé, que par les modifications qui conviennent aux grandes masses qu'il s'agit de cémenter.

On se sert indifféremment, pour la cémentation, de creusets ou de caisses en briques réfractaires. Dans certaines usines anglaises, elles sont en grès. Les dimensions d'une caisse ou d'un creuset sont très-variables. La durée de l'opération varie, soit à cause du volume des barreaux de fer, soit à cause de la dimension des caisses. Cette dernière circonstance s'explique d'elle-même; et relativement à la première, il suffit de rappeler que Réaumur s'est assuré qu'il suffit de douze heures pour cémenter un barreau de sept mill. d'épaisseur, et qu'il ne faut pas moins de trente-six heures pour cémenter, jusqu'au centre, un barreau d'une épaisseur double.

Le fer à l'état solide, soumis au contact du charbon à une haute température, se combine avec lui, et se convertit en acier bien avant de se changer en fonte. Ce dernier changement ne peut s'effectuer d'une manière rapide, qu'autant que le fer a subi une entière liquéfaction. Une chaleur intense et soutenue, mais incapable de fondre le fer, peut néanmoins, au contact du charbon, le transformer en un composé tres-aigre, qui perd sa ténacité à mesure que l'opération se prolonge. On peut donc admettre qu'il est facile de fabriquer, par la cémentation, l'acier le plus dur très-rapproché de la fonte, ou l'acier le plus mou très-voisin du fer dur, en réglant convenablement la température et la durée de l'opération.

L'acier de cémentation est inférieur aux autres, à cause, sans doute, de la difficulté qu'éprouve le carbone à se mouvoir dans l'intérieur du fer, qui ne peut passer d'une manière uniforme à l'état d'acier. La combinaison ne s'effectuant que par couches, les parties extérieures sont déjà aciérées, tandis que le noyau est encore à l'état de fer doux; et les premières sont changées en acier dur, lorsque celui-ci commence à devenir de l'acier mou : elles se rapprochent de la fonte, quand, enfin, le noyau passe à l'état d'acier ordinaire.

On ne peut diminuer cette inégalité, qu'en opérant sur du fer mince; mais si on dépassait une certaine limite, les lames entreraient en fusion. Pour rendre l'acier de cémentation plus homogène, on ne peut employer que deux méthodes. La première consiste à le fondre, et c'est elle qui fait la base de la fabrication de l'acier fondu; la seconde consiste à mélanger les couches par des forgeages répétés; mais celle-ci ne peut s'exécuter que dans de certaines limites, sous peine de brûler le charbon de l'acier, et de le ramener à l'état de fer.

2871. Dans les fourneaux de cémentation, la pièce principale est une caisse qui contient le fer à cémenter. Ils sont construits de manière que

les caisses y soient chauffées uniformément ; on gradue donc la température avec des registres qui servent à augmenter ou à diminuer le tirage.

La flamme devant envelopper les caisses de tous les côtés, celles-ci ne peuvent reposer sur l'aire du fourneau ni s'adosser contre ses parois : on les place sur des supports en briques qui les isolent du sol.

Ces caisses sont fixes et liées aux fourneaux ; il serait trop difficile de les enlever ou de les replacer ; elles sont confectionnées en briques ou en argile bien réfractaires. On les sèche d'abord à l'air atmosphérique; on les expose ensuite à une douce chaleur, on les laisse refroidir, on les visite et on les répare. Il faut enfin les examiner après chaque cuite avec attention, car la moindre fente pourrait occasionner les plus fâcheux accidents.

Les caisses faites avec des briques réfractaires longues, larges et jointes à rainures, ne laissent aucun passage à l'air atmosphérique ; quand on a pris soin d'interposer un peu de lut argileux dans les rainures et que l'on répare les fentes à mesure qu'il s'en présente, et, dans ce cas, elles sont limitées.

2872. Les caisses étant placées dans le fourneau, les ouvriers les emplissent de couches alternatives, de la matière charbonneuse, connue sous le nom de *cément*, et de barreaux de fer, en ayant soin que les barreaux ne se touchent pas, afin qu'amollis par le feu, ils n'adhèrent ni entre eux, ni aux parois des caisses. A mesure qu'on stratifie le fer, on dispose des barreaux *éprouvettes*, dont une des extrémités sortant de la caisse est revêtue d'argile, pour qu'ils ne soient pas altérés par le feu. Ces éprouvettes servent a apprécier l'état de l'opération. On en sort une de temps en temps, et on l'essaie. On doit éviter de porter la température du fourneau, non-seulement jusqu'au degré de la fusion du fer, ce qui serait difficile et même impossible, par la construction de l'appareil ; mais même jusqu'au degré de la fusion de l'acier.

Il faut faire choix d'un très-bon fer, pour obtenir un acier de cémentation de bonne qualité. En Angleterre, en général, l'acier de cémentation est fabriqué avec le fer de Suède. Les figures 1, 2 et 3. pl. 74, montrent la disposition du fourneau qu'on emploie à Sheffield : il est rectangulaire, et couvert par une voûte en arc de cloître. Il contient deux caisses de cémentation en briques, ou en grès réfractaire. Elles sont placées, de part et d'autre, de la grille ; celle-ci occupe toute la longueur du fourneau. Le fond des caisses est à peu près au niveau du sol, en sorte que l'on n'a pas besoin de lever beaucoup les barres, pour les charger dans le fourneau.

La flamme s'élève entre les deux caisses; passe en dessous, et circule à l'entour par des canaux verticaux et horizontaux *d d* : elle sort du fourneau par une ouverture H, percée au centre de la voûte, et par des trous *t t*, qui communiquent avec les cheminées placées dans les angles. Quelques fourneaux se font remarquer par un plus grand nombre de cheminées disposés symétriquement autour du massif ; dans d'autres, les parois sont traversées par des espèces d'évents, que l'on ferme pendant le chauffage, et que l'on ouvre à l'époque du refroidissement.

Tout le fourneau est placé dans un vaste cône en briques, de 25 à 30 pieds de hauteur, ouvert à la partie supérieure. Ce cône augmente le tirage, le régularise, et entraîne la fumée hors de l'établissement.

Le fourneau a trois portes : deux T T, fig. 3, au dessus des caisses, servent à entrer et sortir les barres ; elles ont 7 à 8 pouces carrés. On place dans chacune d'elles un morceau de tôle plié sur les bords, et sur lequel les barres glissent sans dégrader le mur. Un ouvrier entre par la porte du milieu P pour arranger les barres ; enfin, c'est par les trous *s*, fig. 1 et 3, pratiqués dans les parois des caisses, que l'on retire les barres d'essai.

Les barres sont rangées par lits, avec du charbon de bois en poudre, dans les caisses de cémentation ; elles ont environ 3 pouces de largeur, sur 4 lignes d'épaisseur. On ne doit pas trop les rapprocher les unes des autres, afin qu'elles ne se soudent pas ensemble. La dernière couche, avec laquelle on achève de remplir la caisse, est formée d'argile, et a 5 ou 6 pouces de hauteur.

On chauffe graduellement ; la plus grande chaleur n'a lieu qu'après huit à neuf jours ; le refroidissement, qui doit être lent, pour que la cristallisation de l'acier ne soit pas troublée, dure cinq à six jours, et l'opération dix-huit à vingt jours ; quelquefois même davantage, suivant la qualité de l'acier qu'on veut fabriquer. On cesse d'alimenter le feu quand on n'aperçoit plus aucune trace de fer dans les éprouvettes. A Sheffield, on consomme environ 13,000 kilog. de houille par opération. Chaque caisse contient 5000 kilog. de fer, en tout 10,000 kilog.

Quand le fer est bien pur et sa surface bien nette, il augmente en poids de quatre ou cinq millièmes, dans les opérations en grand. Il est facile de voir que c'est là précisément le résultat, que l'analyse indique.

Les barres d'acier de cémentation présentent des *ampoules*, d'autant plus grandes et plus nombreuses, que le fer employé à la cémentation était moins dur dans son état brut; cet acier s'appelle *acier poule* et cette circonstance explique le nom qu'il a reçu. Ces boursouflures sont généralement attribuées à des scories, mêlées avec le fer ; le carbone, qui les rencontre, décompose la silice ou les oxides qui les forment, et produit un dégagement d'oxide de carbone. Toutefois, ces scories accidentelles devraient se rencontrer dans tous les fers, et l'on sait bien que tous ne se couvrent pas d'ampoules. N'est-ce pas plutôt que le fer, comme le cuivre, peut se pénétrer d'oxide de fer, et que les fers mous sont dans ce cas ? C'est cet oxide qui par sa réduction déterminerait la production des ampoules. Le fer dur, au contraire, est moins sujet à se boursoufler, lorsqu'on le cémente ; quelquefois même, il ne présente aucune soufflure ; et cela se conçoit, car sa dureté est un indice de la présence du charbon, qui ne peut y coexister avec des matières oxidées. Il serait dans le même cas que le cuivre qui renferme du charbon, et dans lequel la présence de ce corps exclut celle du protoxide de cuivre, ainsi que l'on peut le déduire des faits généraux de la chimie.

2873. On a singulièrement varié d'opinion sur la nature des céments

les plus convenables. Il paraît, qu'en définitive, c'est le charbon tout seul qui mérite la préférence.

On a beaucoup étudié l'action du sel marin, qu'un ancien usage permet de regarder comme favorable à une bonne cémentation. Deux circonstances peuvent en expliquer les effets. La première consiste dans l'action que le sel en vapeur exerce sur les parois de la caisse. En vitrifiant leur surface, il fait l'office d'un lut qui s'oppose à l'entrée de l'air. La seconde, c'est le ramollissement du cément lui-même et la facilité que le charbon éprouve à se mouvoir dans une masse amollie. Rinmann admet que le sel marin aigrit l'acier, ce qui est fort possible, car il peut de bien des manières céder quelques traces de sodium au fer.

On emploie rarement le sel marin, aujourd'hui, mais on fait encore usage d'un dixième de cendres, qui peuvent agir d'une manière analogue, par les chlorures qu'elles renferment. Toutefois, leur quantité est si faible, qu'on a peine à leur attribuer quelqu'effet mécanique notable.

La suie, qui est souvent introduite dans les céments, doit y jouer un rôle très-utile, en offrant du charbon fort divisé et en donnant par la chaleur des gaz carburés et du sel ammoniac en vapeur, qui décapent promptement le fer.

On peut présumer que le charbon le plus fin est celui qui convient le mieux à la cémentation, et que celui qui renferme des matières salines fusibles convient mieux encore.

Toutefois, dans la pratique, on trouve que le charbon doit être employé en poudre grossière, ce qu'il est fort difficile d'expliquer, si ce n'est en supposant qu'il en résulte une cémentation plus lente, et par suite plus uniforme. Le charbon en poudre fine donnerait peut-être des barres trop aciérées à la surface.

Quand le charbon a déjà servi, il se change, au contraire, en un cément trop lent. On ne peut l'introduire qu'à faible dose dans les caisses avec du charbon neuf. C'est un résultat nécessaire de la modification isomérique développée par la chaleur ; on sait que le charbon en devient plus cohésif.

Le meilleur cément pour la trempe en paquet consiste, d'après *Rinman*, en quatre parties de charbon pulvérisé, trois de suie et une de cuir carbonisé. Il paraît qu'en faisant usage de charbon animal, qui est plus riche en produits salins, on change le fer en acier, plus promptement qu'avec le charbon de bois ; on s'en sert pour cette raison, avec beaucoup d'avantage pour la trempe en paquet.

2874. Au lieu d'augmenter la dureté de l'acier à sa surface, on peut avoir besoin de le ramollir tout en le préservant de l'oxidation. Cette curieuse opération s'exécute sur le barreau, ou sur la lame d'acier, par une cémentation inverse. Pour cet effet, on l'enveloppe d'une couche de limaille de fer, de 9 à 10 lignes d'épaisseur, en le mettant dans une boîte de fonte qu'on lute parfaitement, et qu'on expose pendant quatre à six heures à une chaleur blanche continue ; on laisse ensuite éteindre le feu. Pour empêcher l'accès de l'air, on couvre la boîte d'une couche de

charbon réduit en poussière fine. C'est le procédé qu'on emploie, pour préparer l'acier qui doit être travaillé au burin, ou qu'on destine à recevoir des empreintes par une simple pression. Après ce travail, on le trempe en paquet pour lui rendre toute sa dureté ; c'est-à-dire, qu'on le chauffe au milieu du charbon animal, dans des vaisseaux parfaitement clos.

2875. *Acier de forge.* La fonte composée de fer, de carbone et de silicium, comme l'acier, mais plus chargée que lui de ces deux derniers corps, étant chauffée au contact de l'air, peut en perdre une partie et se convertir ainsi en une espèce d'acier, connu sous le nom d'*acier naturel* ou *acier de forge*.

Il existe peu de différence entre les foyers employés à la fabrication de l'acier de forge, et ceux qui servent à la fabrication du fer par la méthode catalane, ou par l'affinage au charbon de bois.

Le traitement auquel on soumet la fonte, pour la convertir en acier sans la transformer en fer, est donc un affinage qu'il faut conduire très-lentement, afin que l'on puisse arrêter l'opération dès qu'on s'aperçoit que l'acier est parvenu au degré convenable.

Dans l'affinage, pour acier, la tuyère qui est plongeante, rend l'oxidation plus difficile pendant la fusion et plus facile après. Tout y est calculé pour obtenir un produit uniforme, d'une opération où l'on ne se guide que par le tâtonnement.

La masse de fonte ne doit point être soulevée dans l'affinage, on en favorise l'épuration par la construction des feux. Le creuset doit être peu profond, et la tuyère d'autant plus plongeante, que la fonte est plus carburée; le vent est très-fort, ce qui rend la fusion rapide et prévient l'affinage de la fonte pendant la fusion. On cherche par là, à lui conserver le plus de liquidité possible, afin que le carbone puisse se répartir d'une manière uniforme.

Il est probable que c'est principalement l'état de charbon qu'elle renferme, qui rend la fonte blanche plus propre à la fabrication de l'acier. Il est difficile en effet, dans le traitement de la fonte grise, de détruire le graphite. Il est utile de la blanchir au préalable ; on ne diminue pas le déchet, mais on économise du temps et du combustible.

2876. On traite pour acier, des fontes grises, en Wetsphalie et en Silésie. Les feux y sont montés de la manière suivante, d'après M. Karsten :

	m.
Largeur du creuset, ou distance de la varme au contrevent. .	0,62
Longueur ou distance du laiterol à la rustine.	0,78
Profondeur depuis le fond jusqu'au vent.	0,15

La varme penche de 8 à 12 degrés dans le feu ; la tuyère dépasse cette plaque de 0m,10. La distance de la tuyère à la rustine est de 0m,26.

Le fond est formé ordinairement de 4 morceaux de grès de 0m,5 à 0m,6 d'épaisseur, qui se réunissant au centre, sont assemblés de manière que ce point se trouve de 11 mill. plus bas que le pourtour du creuset.

La haire et la varme ont une même hauteur, mais le contrevent et le

laiterol sont de 20 à 26 cent. plus élevés que les deux premières, suivant la nature du combustible; car plus le charbon est mauvais, plus on doit donner de profondeur au feu.

Le contrevent penche de 2 à 3 degrés en dehors, pour la facilité de la manœuvre; il est surmonté par une antre plaque de 7 à 10 cent. de hauteur, inclinée de $0^m,07$ à $0^m,10$ dans le feu, pour concentrer la chaleur, et pour empêcher le tassement des charbons, qui se trouvent de ce côté du creuset.

La tuyère, dont l'ouverture à 32 millim. de largeur sur 13 millim. de hauteur, plonge de 5 à 10 degrés. On garnit le pourtour du feu avec du fraisil et de la charbonnaille.

Le grès qui sert de sole doit avoir un grain assez fin, et doit résister à la chaleur sans se fondre. S'il est de bonne qualité, on peut faire 8 ou 10 loupes dans le creuset avant de changer le fond; mais il est rare qu'il supporte plus de 4 ou 5 affinages successifs; il arrive même quelquefois qu'il se brise au premier.

Cette pierre ne peut pas être remplacée par une plaque de fonte, parce que le métal s'y attacherait, et que d'ailleurs, elle serait promptement usée par le frottement continuel des ringards.

2877. En commençant le travail, on fait fondre avec le premier morceau de fonte, une petite quantité de battitures ou de laitiers riches, pour tapisser le fond; les autres fragments de fonte, mis d'abord sur l'aire du foyer, et chauffés préalablement, se placent un à un dans le feu, près du contrevent, dans une direction verticale.

Le premier morceau de fonte qui pèse 12 kilogr., s'affaisse peu à peu en se liquéfiant, car le vent ne peut agir que sur son extrémité inférieure: s'il tardait à se fondre, on l'approcherait un peu de la tuyère, en l'inclinant. On doit fortement activer les soufflets, produire un vent rapide, et donner au métal une parfaite liquidité. Ensuite, on ralentit le courant d'air, on jette un peu de battitnres dans le feu, et on brasse la masse avec un ringard, jusqu'à ce qu'elle devienne pâteuse.

On place alors dans le feu un deuxième fragment de fonte déjà chauffé au rouge; on lui donne une position verticale comme au premier, et l'on augmente encore une fois la vitesse du vent. Le second morceau qui pèse ordinairement 15 kil., entraîne dans sa fusion la masse entière qui, de pâteuse qu'elle était, redevient liquide. Si l'on s'aperçoit alors qu'elle conserve beaucoup de crudité, on y ajoute une petite dose de laitier riche, ce qu'on doit pourtant éviter le plus possible.

On ralentit encore le vent dès que la fonte est liquéfiée, et on la brasse, jusqu'à ce qu'elle se change en une pâte épaisse. Mais il faut craindre qu'elle ne devienne trop dure en s'affinant, et qu'elle ne s'attache au fond dn creuset.

Le troisième fragment de fonte, pesant 20 à 25 kil., doit être traité comme les précédents. Toute la masse reprend l'état liquide; on y ajoute un peu de battitures, en la brassant avec force, et l'on ralentit très-peu l'action des machines soufflantes. Si l'on s'aperçoit alors que le fer s'attache

au fond, qu'il devient malléable, et qu'il produit des scories douces, on donne un coup de vent extrêmement rapide, on brasse la matière sans interruption, afin de faire naître une vive effervescence. Après qu'on a continué le brassage quelque temps, la matière s'affaisse, et le métal se rassemble en forme de gâteau : on ne cesse de le travailler jusqu'à ce qu'il soit impossible d'y enfoncer le ringard.

On approche alors le *quatrième* morceau de fonte, qui pèse nne quinzaine de kilogrammes, et qu'on place dans le feu vers le centre du gâteau ; de manière que ce dernier attaqué par la fonte au milieu seulement, se trouve percé jusqu'au fond, tandis que ses bords restent intacts : le vent très-rapide pendant la fusion, doit être modéré ensuite. Le brassage recommence, et il se continue jusqu'à ce que le bouillonnement qui a reparu ait cessé, et que la masse se trouve affaissée. On traite de la même manière le cinquième morceau de fonte ; souvent même on en fait liquéfier un sixième. On doit pendant le dernier brassage, donner toujours le vent plus fort ; toutefois, on ralentit la vitesse du courant d'air, si l'on s'aperçoit qu'il forme un trou au centre de la loupe.

2878. Pour empêcher que la loupe d'acier ne se couvre d'une couche ferreuse, on doit arrêter le vent à une époque convenable. On reconnaît ce moment, soit à la consistance de la masse, soit aux scories douces qui s'attachent aux ringards.

Dès que les soufflets cessent d'agir, on enlève le fraisil et la charbonnaille ; on découvre le gâteau qu'on laisse refroidir un peu, afin qu'il ne s'en détache point de fragments ; on enfonce ensuite un ringard à coups de masse, dans le creuset à travers le trou de Chio, et c'est au moyen de cette barre, qu'on parvient à soulever la loupe attachée fortement à toutes les plaques du pourtour. On la coupe en six, sept ou huit lopins de forme pyramidale, et dont les pointes se réunissent au centre, parce que l'acier est toujours un peu plus dur vers les extrémités.

Les lopins précédemment obtenus, s'étirent pendant la fusion; convertis en barres de 32 millim. d'équarissage, ils sont délivrés aux raffineurs.

La consommation de charbon est très-grande : elle s'élève quelquefois à 2,4 mètres cubes, par 100 kilogrammes d'acier. Le déchet varie selon la qnalité de la fonte et l'adresse des ouvriers. Souvent le produit en acier ne s'élève qu'aux deux tiers de la fonte ; quelquefois, lorsqu'elle est d'une excellente qualité, quatre parties peuvent en donner trois d'acier.

On obtient dans un fen, par semaine, 1250 kilogrammes d'acier brut.

Chaque foyer n'est desservi que par un maître ouvrier, un martelenr et un aide.

2879. Lorsqu'il s'agit d'affiner des fontes blanches lamelleuses, la marche de l'opération est la même, mais les charges sont plus fortes, l'opération plus facile, et généralement l'acier de meilleure qnalité.

Le creuset étant rempli de charbon et de feu bien allumé, on charge une pelletée de scories riches, puis un morceau de fonte de 15 à 20 kilog. Quand après sa liquéfaction, qui est rapide, on reconnaît qu'il est durci

par l'affinage, on charge un second prisme de fonte pesant 38 ou 40 kilog. Le mélange se liquéfie, l'affinage recommence, et l'on ajoute une troisième charge du poids de 32 à 40 kilog. Ces phénomènes se répètent, et l'on charge successivement encore quatre prismes de fonte de 30, 20, 15 et 12 kilog. On voit que les charges vont en diminuant. Bientôt on arrête les soufflets, on enlève les scories, et on examine la loupe. Quand elle est en bon état, on la retire pour la forger. Elle pèse ordinairement 260 kilog. 100 parties de fonte, en rendent 75 d'acier.

On prépare, pour la confection des filières, un acier naturel, auquel on donne le nom d'*acier sauvage*; il est extrêmement dur, non soudable, et même dépourvu de malléabilité : c'est un produit intermédiaire entre la fonte et l'acier.

2880. Les aciers de fonte ou de cémentation, ne peuvent être versés dans le commerce sans avoir été soumis au raffinage. Ils en deviennent plus homogènes, plus tenaces, plus élastiques, mais aussi moins durs ; surtout, lorsque cette opération se répète un grand nombre de fois, parce que le métal perd une certaine quantité de carbone qui se brûle par le contact de l'air.

Pour raffiner ces aciers, on forge d'abord les barres en lames de 65 centimètres de longueur sur 4 de largeur; on les trempe à l'eau froide, et on les rassemble en trousses. L'ouvrier qui exécute cette opération doit avoir une parfaite connaissance des aciers, pour distinguer avec certitude, leurs différentes variétés par l'inspection de la cassure, et pour former les trousses de manière que les lames dures soient entremélées de lames plus molles. Chaque trousse, tenue dans une tenaille, est d'abord chauffée au rouge ; on la remplace ensuite par une autre, et on expose la première à une température plus élevée, où elle doit recevoir le degré de chaleur du blanc soudant ; on la saupoudre alors avec de l'argile en poudre fine, qui produit une enveloppe de laitier, afin de prévenir l'oxidation du fer et la combustion du carbone. Après avoir reçu une chaude suante, la trousse est forgée en une barre carrée de 4 centimètres d'épaisseur. Pour la raffiner une seconde fois, on lui donne un coup de tranche au milieu, on la plie, on soude les deux parties ensemble, et l'on étire la barre. On répète quelquefois cette opération trois, et même un plus grand nombre de fois.

Les forges de raffinerie sont des feux de forge, pourvus de plusieurs tuyères disposées sur une ligne, afin que la chaleur que reçoit la trousse soit uniforme dans toute sa longueur, ils sont recouverts d'une voûte pour empêcher les pertes de chaleur, ce qui leur donne l'apparence d'un four; ils sont alimentés soit avec du charbon de bois, soit avec de la houille.

On donne quelquefois à l'acier raffiné des dénominations particulières. Cependant, dans la plupart des usines, on le désigne par le nom *d'acier à 1, 2, 3 marques*. On le paie à proportion du nombre des raffinages qu'il a subis.

Le déchet est très-considérable, il s'élève pour chaque raffinage à 10 et même 15 pour cent ; on consomme deux hectolitres par 100 kilogr. d'acier raffiné.

2881. On fabrique dans les Pyrénées et ailleurs, au moyen des forges catalanes, une autre espèce d'acier qui serait à bon droit nommée véritablement acier naturel, car c'est bien celui qui s'obtient avec les modifications les moins nombreuses du minerai. Le creuset est à peu près le même que s'il s'agissait de produire du fer. Cependant, on en modifie un peu les proportions. Voici celles que l'on préfère :

	m.
Largeur au fond du creuset.	0,48
Longueur id.	0,54
Largeur au niveau de l'aire.	0,60
Profondeur du creuset.	0,84
Hauteur de la tuyère.	0,46
Hauteur du trou de chio.	0,06
Saillie de la tuyère.	0,16
Inclinaison de la tuyère de 38° à 39°.	

Le creuset est en général plus petit pour l'acier que pour le fer ; cependant la profondeur est à peu près la même : la tuyère est également saillante dans l'un et l'autre cas, mais elle est beaucoup plus inclinée pour l'acier que pour le fer. Cette inclinaison est fort essentielle. Il résulte de cette disposition qu'il se perd moins de vent, que la combustion est plus active, et la température plus élevée vers le fond du creuset. Ces effets sont d'autant plus marqués que l'on brûle plus de charbon, et que l'on met moins de minerai pour faire l'acier que pour obtenir du fer. On ajoute peu de greillade, on coule les scories presque continuellement, de manière que les grumeaux de fer réduit, se trouvent immédiatement en contact avec les charbons ; l'opération dure plus longtemps, et, vers la fin, l'ouvrier, en réunissant les grumeaux de fer, presse contre eux les charbons avec son ringard. Le cinglage se fait d'ailleurs comme pour le fer, les barres étirées sont jetées dans l'eau froide pour les tremper.

Pour exécuter une opération, on jette dans le creuset le charbon enflammé provenant du travail précédent, et on ajoute du charbon de pin, jusqu'à la hauteur de la tuyère. Par-dessus, on met une couche de poussière de charbon humide, ensuite on charge en charbon vers la varme et en minerai mêlé de charbon vers le contrevent. La charge est de 237 k. ; on recouvre le minerai de charbon humide, et on donne le vent. L'opération est conduite comme pour le fer. Au bout d'une heure et quart on coule les scories pour la première fois ; on perce ensuite le trou de chio à des intervalles très-rapprochés. L'opération dure 6 heures et demie, et fournit 150 kilog. d'acier brut étiré en barres. Comme on a ajouté, pendant l'opération 121 k. de greillade, on voit que 358 k. de minerai donnent 150 k. d'acier brut, en brûlant 525 k. de charbon. Le poids du charbon consommé est donc de 147 p. 100 de minerai et de 348 p. 100 d'acier brut obtenu, et le minerai rend 42 p. 100 d'acier brut. Les charges peuvent aller jusqu'à 450 kil. en minerai.

Les barres d'acier trempées après le cinglage, sont à très-gros grains, et paraissent peu homogènes ; elles doivent être triées et affinées.

2882. L'affinage, ou corroyage, se fait dans un bâtiment qui renferme un martinet et un petit foyer à hauteur d'appui, auquel le vent est fourni par une trompe. Voici la dimension de ce foyer :

	m.
Longueur.	0,38
Largeur.	0,32
Haut. du contrevent. .	0,38
Hauteur du vent. . . .	0,24

La tuyère est horizontale et placée au milieu du foyer ; il y a une ouverture pour l'écoulement des scories. L'ouvrier corroyeur remplit le foyer de houille, forme au dessus une voûte de houille humide, en laissant sur le derrière un trou pour le passage de la fumée : il donne le vent.

Avant de former des trousses, l'ouvrier forge quelques languettes d'acier brut, les trempe, les casse, examine le grain, et reconnaît ainsi la nature de l'acier. Après plusieurs essais de ce genre faits sur diverses barres, il classe les autres à l'œil, en les comparant aux premières.

La trousse étant formée, est saisie avec des tenailles, et portée sous la voûte de houille incandescente, on la place au dessus de la tuyère, de telle sorte que le vent ne puisse la frapper. Quand elle est chaude, on ajoute, avec une petite pelle, un mélange de sable et de battitures d'acier, qui fond immédiatement, et s'oppose à l'oxidation des barres. La trousse étant d'un rouge-blanc, on la met sous le martinet, et elle est soudée au bout de trois chauffes. Alors, on la coupe par le milieu avec un tranchet, et on soude de nouveau les deux parties l'une sur l'autre. Un ouvrier, aidé d'un manœuvre, affine par jour 80 kilogr. d'acier, et consomme 160 kilog. de houille. Le déchet de l'acier est de 17 p. 100.

2883. *Acier fondu.* Il est possible, à la rigueur, de préparer l'acier fondu en liquéfiant du fer ductile avec de la fonte blanche la plus pure. Les proportions de fer et de fonte, dépendent de la nature de cette dernière, et des propriétés de l'acier qu'on cherche à produire. Il devient plus dur et plus aigre, si l'on diminue la quantité de fer ductile. M. Bréant a obtenu par cette méthode de fort bon acier damassé.

Mais pour suivre ce procédé en grand, il faudrait disposer d'une fonte si pure, qu'il ne serait peut-être pas possible de l'obtenir directement dans les hauts-fourneaux, et qu'on serait forcé le plus souvent de la composer d'abord avec le fer ductile et le carbone. Il faudrait employer un degré de chaleur extrêmement élevé, et les résultats seraient toujours incertains. Il est donc préférable de se servir de l'acier de cémentation comme matière première, même sous le rapport de l'économie.

L'usage de l'acier fondu, très-général en Angleterre, se répand de jour en jour dans le reste de l'Europe ; on peut donc présumer que dans peu de temps, l'acier de forge ne se préparera plus que dans les localités qui possèdent d'excellentes mines de fers spathiques.

C'est en partie, avec des bouts de barres d'acier cémenté qu'on prépare

en Angleterre l'acier fondu. Ces bouts plus fortement cémentés que le milieu des barres, constituent un acier aigre et impropre à tous les usages; mais ils conviennent très-bien à la préparation d'un acier fondu, dur et non soudable.

Quand, au contraire, l'acier cémenté que l'on emploie paraît trop pauvre en charbon, on en ajoute un peu dans le creuset; mais pour l'ordinaire, on se sert de l'acier de cémentation brut et sans addition. On casse celui-ci en morceaux qu'on place dans un creuset d'argile, que l'on chauffe dans un fourneau à vent ordinaire. Ce fourneau a 1 pied ou 14 pouces de côté, et deux pieds de profondeur. On le ferme à sa partie supérieure, avec un plateau formé de briques serrées dans un cadre de fer (pl. 74, fig. 4, 5, 6.)

On construit, ordinairement, plusieurs de ces fourneaux le long d'un mur, contre lequel s'élève une grande cheminée. Leur partie supérieure est au niveau du sol, et ils ont pour cendrier commun, une grande cave d'environ dix pieds de hauteur.

Les creusets sont en argile réfractaire; ils ont seize ou 18 pouces de profondeur, et 5 pouces de diamètre. On y fond environ 40 livres d'acier en cinq heures. Lorsque l'acier est fondu, il remplit un peu plus de la moitié du creuset. Les creusets sont simplement fermés avec un couvercle en argile, et ne peuvent pas servir à plus de trois opérations.

On ne brûle que du coke pesant; aussi, préfère-t-on celui qui a été fabriqué dans les fours; on n'en connaît pas la consommation.

Quand on retire le creuset du feu, on attend un moment avant d'enlever le couvercle, pour que celui-ci prenne un peu de consistance par l'effet de l'air froid. Le couvercle enlevé, on retire une couche légère de scories qui se trouve à la surface du bain d'acier; puis on se dispose à la coulée.

On coule l'acier sous forme d'une barre carrée; on tient le moule verticalement pendant la coulée, et aussitôt qu'elle est finie, un ouvrier place un poids en fer, qui empêche le métal fondu de sortir de la lingotière par bouillonnement, mais qui n'est pas assez lourd pour en augmenter beaucoup la densité.

On faisait autrefois un grand secret de la composition du *flux* destiné à recouvrir le métal pendant la liquéfaction. Il est évident que l'oxide de fer qui existe à la surface des barres, en agissant sur le creuset, donne un silicate de fer qui suffit pour recouvrir la surface du bain.

2884. *Acier damassé.* Nous avons déjà fait connaître les circonstances qui transforment l'acier fondu ordinaire, en acier damassé. Les procédés de fondage étant d'ailleurs les mêmes, nous ne reviendrons pas sur ce produit.

ÉTAMAGE DE LA FONTE; FER-BLANC.

2885. L'étamage de la fonte s'obtient en décapant la surface que l'on veut blanchir, et la recouvrant aussitôt d'une couche de suif; on trempe les pièces ainsi préparées dans un bain d'étain fondu, dont la surface est constamment garantie de toute oxidation par une couche de suif : on les

essuie avec un chiffon de laine au sortir de ce bain. En Angleterre, on emploie beaucoup la fonte étamée. On se procure un étamage plus solide que celui qui est formé par l'étain pur, en faisant fondre dans un creuset, un mélange de huit parties d'étain avec une partie de fer en limaille.

Le fer destiné à la fabrication du fer-blanc, et que l'on désigne en Angleterre sous le nom de fer à étain, doit être de la meilleure qualité. On le prépare généralement au charbon de bois, et on porte le plus grand soin à sa fabrication. On coupe les barres de la longueur nécessaire, et on les réduit ensuite au laminoir, en feuilles d'une épaisseur et d'une forme convenable. On donne à ces feuilles, avec des cisailles, les dimensions exigées dans le commerce. A mesure que l'ouvrier coupe les feuilles, il les empile par lots de deux cent vingt-cinq feuilles. Les feuilles de fer passent dans les mains du décapeur, qui les ploie une à une par le milieu, en leur donnant la forme d'un △, avant de les porter dans le fourneau à décaper.

Il est clair que si on les mettait à plat sur la sole du four, la flamme n'agirait que sur une face de chaque feuille, tandis qu'étant pliées, elle agit également sur les deux.

Avant de les placer dans le four, on plonge les feuilles pendant quatre à cinq minutes, dans un mélange d'acide sulfurique ou hydrochlorique et d'eau, dans la proportion de quatre livres d'acide et de vingt-quatre d'eau. Cette quantité d'eau acidulée suffit pour 1800 feuilles.

Au moyen d'une barre de fer, on les porte dans le fourneau chauffé au rouge, où on les laisse, jusqu'à ce que la chaleur en ait détaché les écailles d'oxide.

On retire les feuilles, on les pose sur une aire, où on les laisse refroidir. On les redresse ensuite, et on les applatit sur un bloc de fonte. L'ouvrier reconnaît, à l'apparence des feuilles, pendant cette opération, si elles ont été bien décapées, car alors elles paraissent bigarrées de bleu et de blanc, en quelque sorte comme le papier marbré.

Comme il est impossible d'empêcher que pendant cette opération, les feuilles ne se voilent plus ou moins, on les lamine une seconde fois, entre une paire de cylindres de fonte durs, et d'un très-beau poli. Ce laminage rend les deux faces des feuilles parfaitement unies, et leur donne une sorte de poli. Les cylindres ont chacun environ 30 pouces de diamètre.

2886. Lorsque les feuilles de fer ont subi cette opération, on les met, une à une, dans des auges remplies d'une eau dans laquelle on a fait tremper du son pendant neuf ou dix jours, jusqu'à ce qu'elle ait acquis une acidité suffisante. En mettant les feuilles, une à une, dans les auges, on cherche à les mettre en contact de toutes parts avec la liqueur; on les y laisse pendant dix à douze heures; mais pendant ce temps on les retourne au moins une fois. Au sortir de ce liquide, on plonge les feuilles dans un mélange d'acide sulfurique et d'eau, dans des proportions qui varient suivant le cas.

Le bassin dans lequel cette opération s'exécute, est en plomb; son intérieur est divisé par des cloisons qui sont également en plomb : chaque

division peut contenir 225 feuilles. Après avoir mis le mélange d'eau et d'acide sulfurique dans les divers compartiments du bassin, on y agite les feuilles pendant environ une beure, ou mieux jusqu'à ce qu'elles soient devenues très-brillantes, et qu'elles n'aient plus aucune des taches noires qu'on remarque à leur surface, avant leur immersion dans l'eau aciaulée.

Cette opération exige cependant quelque habileté ; car si les feuilles restent trop longtemps dans l'acide, elles se ternissent ou deviennent vésiculées, comme le disent les ouvriers ; mais la pratique fait bientôt connaître l'époque à laquelle on doit les retirer. On accélère l'opération, en élevant un peu la température du bain. Trente à quarante degrés centigrades suffisent.

Les feuilles de fer sortant de l'acide sulfurique affaibli, sont placées dans de l'eau pure, et nettoyées avec du chanvre et du sable. Le but de cette opération est d'enlever toute la rouille qui aurait pu rester à la surface des feuilles ; car elles ne prennent pas l'étain, partout où il se trouve une particule de rouille ou même de poussière : on les met ensuite dans de l'eau fraîche, pour les conserver, jusqu'au moment de l'étamage, et les préserver de l'oxidation ; on a remarqué que lorsqu'elles sont bien propres, elles n'acquièrent aucune rouille, lors même qu'on les tiendrait immergées dans l'eau pendant un an.

2887. Après ces diverses opérations préparatoires, on procède à l'étamage des feuilles.

On met dans une chaudière en fonte, un mélange d'étain en saumons et d'étain en grains, jusqu'à ce qu'il en soit presque rempli, et lorsqu'il est fondu, on ajoute une quantité suffisante de suif ou de graisse, pour former sur le bain une couche d'environ quatre pouces d'épaissenr.

On porte la chaleur aussi loin que possible, sans enflammer la graisse qui couvre l'étain.

Un autre vase rempli seulement avec de la graisse est placé à côté du précédent ; on y plonge, une à une, les feuilles préparées, comme on vient de le dire, avant de les traiter par l'étain ; et lorsque le pot en est entierement rempli, on les y laisse une heure ; on sait qu'elles s'étament beaucoup mieux que lorsqu'on leur donne un temps plus court.

On les passe dans le vase à l'étain avec la graisse adhérente à leur surface, et on les place dans une position verticale. On met ordinairement dans celui-ci trois cent quarante feuilles, et on les y laisse une heure et demie, pour qu'elles soient bien étamées ; mais quelquefois, il faut plus de temps, pour compléter cette opération.

Lorsque les feuilles sont restées un temps suffisant dans l'étain en fusion, on les ôte, et on les place sur une grille de fer, afin que le métal superflu puisse s'en écouler ; mais malgré cette précaution, elles retiennent toujours, lorsqu'elles sont refroidies, plus d'étain qu'il ne faut, et on l'enlève par un procédé subséqnent appelé lavage.

2888. D'abord, le laveur prépare un pot de fer qu'il remplit, presque entièrement, avec le meilleur étain en grains fondus ; un second pot con-

tient du suif en fusion pnr, ou du lard exempt de sel ; un troisième qui est vide renferme un grillage pour recevoir les feuilles ; et un quatrième ne contient qu'nne couche d'étain fondn, de l'épaisseur d'un quart de pouce. L'esquisse suivante montre les divers vaisseaux dans l'ordre où ils sont établis.

Les feuilles sont travaillées de la droite à la gauche.

5 4 3 2 1

No 1, représente le vase à l'étain;

No 2, le vase à laver avec une cloison qui le divise;

No 3, le vase à la graisse;

No 4, le vase contenant seulement un grillage à son fond (1);

No 5, le listing-pot.

La cloison du vase à laver no 2 a ponr objet d'empêcher la crasse de l'étain de se loger dans la partie du vase où l'on donne la dernière immersion aux feuilles. En employant de l'étain commun dans la première opération de l'étamage, il se forme une crasse qui adhère à la surface des feuilles ; et lorsque celles-ci sont portées dans le vase à laver, l'oxide s'en détache, et couvre la surface du nouveau bain; mais, au moyen de la cloison, l'ouvrier l'empêche de se répandre sur toute la surface du vase. Lorsque cette cloison n'existe pas, le laveur doit écumer le métal fluide chaque fois qu'il y plonge nne feuille.

Les vases étant préparés convenablement, le laveur met les feuilles dans le vaisseau appelé le pot à laver, et rempli d'étain en grains, fondu (2). La chaleur de cette grande masse de métal, fond bientôt l'étain qui n'est qu'adhérent à la surface des feuilles. Celui-ci, en se mêlant à l'étain du vase, en altère la pureté, de sorte qne lorsqu'on a passé 12,000 feuilles de fer-blanc dans le bain d'étain en grains, on est dans l'usage d'en retirer environ trois cents livres, et de les remplacer par nne pareille quantité d'étain pur en grains. Ces vases contiennent chacun environ mille livres de métal. L'étain qu'on retire du pot à laver, ponr le remplacer par d métal neuf, sert pour l'étamage.

2889. Lorsque les feuilles sont retirées du pot à laver on les nettoie soigneusement sur chaque face, avec une brosse de chanvre faite exprès.

Le laveur retire d'abord un petit nombre des feuilles du pot à laver, et les

(1) Ce vase est destiné à recevoir les feuilles, à mesure que l'ouvrier les retire du pot à la graisse : il n'est point chauffé en dessous.

(2) On ne doit jamais se servir dans ce pot, que de l'étain en grains : tout l'étain commun qui est consommé dans cette fabrication, est employé dans la première opération.

place devant lui sur le fourneau. Il prend alors une feuille avec des tenailles qu'il tient dans sa main gauche, et avec la brosse qu'il a dans l'autre main, il frotte un côté de la feuille ; il la retourne ensuite, frotte l'autre côté, et la plonge immédiatement une seconde fois dans le pot à laver; puis, sans l'abandonner avec ses tenailles, il la retire instantanément, et la plonge dans le pot à la graisse nº 3.

Un laveur habile, s'il emploie bien son temps, peut laver, en douze heures, cinq mille six cent vingt-cinq feuilles, quoique chaque feuille doive être brossée sur chacune de ses faces, et plongée deux fois dans le pot d'étain fondu.

Il est facile de saisir pourquoi les feuilles doivent être plongées deux fois dans l'étain fondu : on les brosse entièrement chaudes; si on ne leur donnait pas une seconde immersion, les marques de la brosse seraient visibles.

Le seul usage du pot à la graisse, est d'enlever tout l'étain superflu qui peut rester sur les feuilles; c'est une opération qui demande beaucoup d'attention. Pendant le séjour des feuilles dans la graisse, l'étain, qui est dans un état de fusion, ou au moins de ramollissement, s'en détache en partie, et il en adhère d'autant moins à leur surface qu'elles restent plongées plus longtemps dans le bain. Si les feuilles séjournaient dans la graisse plus longtemps qu'il n'est absolument nécessaire, elles exigeraient sûrement une troisième immersion dans l'étain. D'un autre côté, si les feuilles devaient être achevées sans passer dans la graisse, elles retiendraient trop d'étain et il se formerait des ondulations sur leur surface.

Il est nécessaire de faire varier la température de la graisse ; elle doit être plus petite ou plus grande, selon que les feuilles sont plus épaisses ou plus minces; car si, lorsque le suif est à une température convenable pour une feuille mince, on y plonge une feuille épaisse, on l'en retire, non pas de la couleur de l'étain, comme cela devrait être, mais aussi jaune que de l'or. En effet, une feuille épaisse contient plus de chaleur qu'une mince, et conséquemment exige que le suif soit à une température plus basse. Si, au contraire, on plonge des feuilles minces dans un pot de suif préparé pour des feuilles épaisses, ce pot ne remplira pas son objet.

2890. Comme les feuilles sont immergées dans l'étain dans une position verticale, il y a toujours après le refroidissement, sur le bord de chacune, un bourrelet d'étain qu'il est nécessaire d'ôter: pour cela, un garçon prend les feuilles lorsqu'elles sont assez froides pour les manier, et les place, une à une, sur leur bord inférieur, dans le pot nº 5, qui ne contient qu'une très-petite quantité d'étain fondu. Lorsque le bourrelet d'étain est fondu au moyen de cette dernière immersion, le garçon retire la feuille et lui donne un coup vif avec une baguette: ce coup débarrasse le bord de la feuille de son métal excédent, et celui-ci, en tombant, ne laisse qu'une trace légère dans la place où il était adhérent. Cette marque à laquelle les ouvriers ont donné le nom de lisière, se découvre aisément sur toutes les feuilles de fer-blanc du commerce.

Il ne reste plus qu'à nettoyer les feuilles de leur suif. On y parvient au

moyen du son, et à mesure qu'elles sont nettoyées, on les met dans de fortes caisses de bois ou de tôle, faites exactement pour les recevoir.

2891. Donnons maintenant, en quelques mots, l'explication de ces diverses opérations. Le décapage se conçoit très-bien et l'on comprend aussi l'étamage proprement dit, qui produit une véritable combinaison de la surface du fer avec l'étain. La feuille étamée se compose de trois couches distinctes; fer pur à l'intérieur ; alliage de fer et d'étain; puis étain impur à la surface.

C'est pour enlever cet étain impur, qu'on immerge la feuille dans un bain d'étain pur. Le mot *lavage* appliqué à cette opération, est donc fort juste, qui revêt la feuille de fer-blanc d'une couche d'étain pur.

COMPARAISON DES PROCÉDÉS

Employés dans la fabrication de la fonte ou du fer.

2892. Les procédés que l'on vient de décrire peuvent se comparer sous une foule de rapports; les qualités des fers, les prix, les consommations sont les principales données auxquelles on peut rapporter toutes les autres.

A l'égard des qualités du fer, on admet généralement que la méthode anglaise donne des fers moins bons que les anciens procédés. On attribue ce défaut en partie au combustible et en partie à l'emploi des cylindres qui produisent bien plus de fer que les marteaux ; mais qui donnent un fer moins pur.

Relativement aux prix, chacun sait que tout l'avantage est du côté des fontes ou fers préparés à l'anglaise. Pour longtemps au moins il en sera ainsi ; car les houillères ont encore de l'avenir, et les bois tendent à diminuer dans tous les pays, où la population augmente.

Relativement au combustible consommé, nous allons résumer ici quelques unes des données que l'on possède à cet égard.

2893. Dans les forges catalanes, on estime que pour produire

Fer en barres.	100 kilo.
On consomme charbon. . . .	333 = 2,331,000 calories.

On verra que c'est là une consommation qui est habituellement dépassée par les autres procédés ; mais on sait que les forges catalanes sont loin d'extraire tout le fer.

2894. Voici quelques exemples de hauts-fourneaux au charbon de bois.

Haute-Saône. . .	Fonte obtenue. . . .	100 kil.
	Minerais.	330
	Castine.	65
	Charbon de bois. . .	150 = 1,050,000 calories
Dordogne. . . .	Minerai.	300 k.
	Castine.	100
	Charbon de bois. . .	170 = 1,190,000 calories
Côte-d'Or. . . .	Minerai	275
	Charbon de bois. . .	168 = 1,176,000 calories
Couvin.	Minerai.	300
	Charbon de bois. . .	128 = 896,000 calories

2895. Relativement à l'affinage, les chiffres se sont améliorés depuis peu d'années. Ainsi, on évaluait, il y a quinze ans, les consommations de la manière suivante :

Petites forges.	Fer obtenu.	100 k.	
	Fonte employée.	148	
	Charbon consommé.	330 = 1,310,000	calories
Méth. du Berry.	Fonte employée.	147	
	Charbon consommé.	270 = 1,890,000	id.
Mét. de F.-Comt.	Fonte employée.	148	
	Charbon.	250 = 1,750,000	id.

Plus tard, ces quantités ont diminué, au moins à l'égard du charbon; nous reproduisons ici les nombres qui font suite au tableau précédent.

Haute-Saône.	Fer obtenu.	100 k.	
	Fonte employée.	151	
	Charbon.	175 = 1,225,000	calories
Dordogne.	Fonte.	140	
	Charbon.	173 = 1,211,000	id.
Côte-d-Or.	Fonte.	136	
	Charbon.	180 = 1,260,000	id.
Couvin.	Fonte.	148	
	Charbon.	165 = 1,155,000	id.

2896. Ainsi, dans des usines au charbon de bois bien dirigées, on peut obtenir les résultats suivants :

Fonte obtenue.	148 k.	
Charbon consommé.	190 id.	= 1,330,000 cal.
Fer en provenant.	100 k.	
Charbon pour l'affinage.	165 id.	= 1.155,000 id.
		2,485,000 id.

D'où l'on voit que, pour obtenir 100 kil. de fer forgé dans les usines au charbon de bois, il y a consommation réelle de 355 kil. de charbon, équivalant à 2,500.000 calories environ. La consommation s'élève souvent plus haut ; mais aussi elle descend dans quelques usines à 330 kil. de charbon pour les deux opérations réunies.

2899. On trouve dans le tableau suivant, dont les éléments sont empruntés à l'enquête sur les fers, des résultats analogues à ceux qui précèdent. Ils montrent d'ailleurs, comme on pouvait s'y attendre, que la consommation de combustible dans les hauts-fourneaux est bien plutôt proportionnelle à la masse à fondre, qu'à la fonte produite. Du reste, on manque de données exactes, pour fixer ce rapport, que la nature plus ou moins refractaire des minerais peut beaucoup altérer.

Consommation pour 100 k. *de fonte.*							
	Nièvre.	Meuse.	Eure-et-Loire.	Meuse.	Ille-et-Vilaine	Berry.	Enre.
Minerai . .	300 k.	270 k.	222 k.	250 k.	357 k.	285 k.	274 k.
Castine . .	100	58	»	»	»	»	»
Charbon. .	190	160	120	160	180	189	182
Consommation pour 100 k. *de fer.*							
Fonte. . .	»	149	»	140	150	150	147
Charbon. .	»	238	»	220	270	200	176

2900. Relativement à la méthode anglaise, il n'est pas toujours facile de démêler dans les renseignements, la véritable quantité de combustible qui est consommée par les opérations chimiques ; parce que celle qui est appliquée aux appareils mécaniques est presque toujours confondue avec elle.

Voici quelques renseignements pour la fusion des minerais, d'après MM. Dufrénoy et Elie de Beaumont.

Duddley.	Fonte obtenue. . .	100 k.	
	Minerai.	325	
	Castine.	440	
	Coke.	150	= 1,050,000 calorie.
Staffordshire. . .	Minerai.	384	
	Castine.	143	
	Coke.	192	= 1,544,000 id.
Shropshire. . . .	Minerai.	279	
	Castine.	52	
	Coke.	225	= 1,561,000
Pays de Galles. .	Minerai.	300	
	Castine.	100	
	Coke.	160	= 1,120,000 id.

Les opérations que subit la fonte dans la méthode d'affinage anglais, sont trop multipliées pour qu'il soit utile de les considérer isolément, en rapportant leur consommation à l'unité. Nous aimons mieux les présenter dans un ensemble, qui offre l'enchaînement successif des opérations nécessaires, pour produire 100 de fer.

Voici, d'après MM. Coste et Perdonnet, le résultat général du travail anglais, dans le Staffordshire.

Haut-fourneau. . . .	k. 395,6 minerai cru. 85,0 castine. 514,9 houille. 100,8 houille menue.	= 134,6 fonte.
Finerie.	k. 134,6 fonte. 86,2 houille. 25,0 houille menue.	= 121 fine métal.
Puddlage.	k. 121 fine métal. 110 houille. 55 houille menue.	= 110 fer puddlé.
Réchauffage.	k. 110 fer puddlé. 60,7 houille. 50,7 houille menue.	= 100 fer en barre.

Tenant compte du combustible consommé pour la puissance mécanique nécessaire aux souffleries, cylindres et marteaux, on aurait :

	Houille.		Houille.
Haut-fourneau. . . .	514.7	sa soufflerie. . . .	100.8
Finerie.	86.2	id.	25.0
Puddlage.	110.0	Cylindres.	55 0
Chaufferie.	60.7	id.	50.7
	771.6		231.5

Ce qui revient à dire, que pour une partie de fer forgé, on en consomme dix de houille.

Pour rendre ces résultats comparables à ceux des forges anciennes, il faut laisser de côté le travail mécanique de la houille, et convertir en coke, celle qui est réellement consommée sous cette forme. On obtient alors les valeurs suivantes :

Haut-fourneau. . .	257.3	coke.	=	1.698.180 calories.
Finerie.	43.1	id.	=	284.460 id.
Puddlage.	110.0	h.	=	770.000 id.
Chaufferie. . . .	60.7	id.	=	424.900 id.
				3.177.540 id. pour 100 de fer.

Dans le pays de Galles, on évalue la consommation de la houille à huit fois le poids du fer en barres, ce qui est plus faible d'un cinquième que l'estimation précédente ; mais il est probable que la consommation des machineries y est évaluée trop bas. Voici la division de cette consommation, d'après MM. Dufrénoy et Elie de Beaumont.

Haut-fourneau. . .	458 minerai cru. 146 castine. 467 houille. 50 houille menue pour le grillage. 50 houille menue pour la soufflerie.	= 146 fonte.
Finerie.	146 fonte. 29 houille?	= 126 fine métal.
Puddlage.	126 fine métal. 126 houille.	= 110 fer puddlé.

Chaufferie. . . . 110 fer puddlé. } = 100 fer en barres.
55 houille.

En établissant le compte en calories réellement appliqués aux opérations métallurgiques, on trouve :

Haut-fourneau.	255k coke	=	1,557,800 calories.
Finerie. . . .	15k coke	=	99,000 id.
Puddlage. . .	126k houille.	=	882,000 id.
Chaufferie. . .	55 id.	=	385,000 id.
			2,903,800

Il faut donc, indépendamment du combustible nécessaire pour développer la puissance mécanique exigée par les machineries, environ 3,000,000 de calories pour produire 100 kilog. de fer en barres, par la méthode anglaise.

Si on ne considérait que la chaleur consommée, le travail au charbon et celui au coke donneraient sensiblement les mêmes résultats pour la production de la fonte. La différence des deux méthodes se manifeste tout entière dans l'affinage, qui exige environ 1,000,000 de calories dans le travail au charbon de bois, et 1,500,000 dans le système anglais. Cette différence est un résultat presque inévitable de la division des opérations dans la méthode anglaise.

Il est inutile de faire sentir que ceci ne se rapporte qu'à des calories; car on conçoit du reste, qu'il n'est pas indifférent de les produire avec telle ou telle espèce de combustible. Tant que le coke sera moins cher que le charbon de bois, et cela peut durer bien des siècles encore, la méthode anglaise méritera la préférence.

L'ensemble des résultats précédents se trouve d'accord avec ceux que nous avons tirés des notes prises dans l'enquête sur les fers, comme on le voit dans le tableau suivant. Il est facile de s'assurer dans ce tableau, que pour la production de la fonte, la quantité de coke diminue quand la richesse du minerai augmente, comme on l'a déjà remarqué plus haut.

Consommation pour 100 *kilogr. de fonte.*

	Creusot.	Terre noire.	St-Étienne.	Janon.
Minerai.	300k.	222k.	300k.	300k.
Castine.	0	77	100	100
Coke.	200	250	300	250
Houille p. la mach. .	»	58	64	100

Consommation pour 100 k. *de fer.*

	Nièvre. (1).	Charenton	Creusot.	Meuse. (1).	Terre-noire.	Janon.
Fonte.	138	140	143	135	140	40
Finerie. Coke.	0	»	33	0	63	»
Puddlage. Houille.	125	»	»	»	110	»
Chaufferie. *Id.*	70	»	»	»	80	»
Trois opérat. *Id.*	»	240	»	170	»	240
Machines. *Id.*	39	40	»		90	»
Total. *Id.*	»	»	320	»	»	»

(1) On ne fait pas le fine métal dans ces usines.

PRODUCTION ET CONSOMMATION.

MM. Coste et Perdonnet évaluent la quantité de produits ferreux fabriqués en Angleterre, à la somme suivante, produit du travail de 374 hauts-fourneaux :

Fonte moulée de première fusion. . .	89,426,000 k.
Fonte moulée par deuxième fusion. . .	170,912,000
Fonte affinée.	339,662,000
Fonte totale. . . .	600,000,000

La quantité totale de la fonte s'élèverait donc à six millions de quintaux métriques, dont une partie, convertie en fer en barres, produirait

Fer en barres. . . . . 226,000,000 kil.

ou environ deux millions de quintaux métriques.

M. Héron de Villefosse évaluait pour la France, en 1826, le nombre des hauts-fourneaux à 379, et leur produit total à

Fonte brute ou moulée.	161,440,200 kilogr.
En 1830, on estime celle du fer à . .	140,490,000 id.

Mais depuis 1826, les hauts-fourneaux à coke se sont multipliés en France, et la production aurait augmenté, si diverses circonstances n'eussent entravé leur travail ; les usines d'Alaïs et de l'Aveyron, promettent à elles seules, une production de 15,000,000 de kil., environ le dixième de celle des autres usines réunies.

Nous n'essayerons pas de compléter ces chiffres, en présentant, comme nous l'avons fait ailleurs, le tableau général de la production des états européens. Les renseignements que l'on possède sont déjà anciens, et l'activité que la paix est venue imprimer à l'industrie du fer, s'est fait sentir dans toutes les parties de l'Europe.

Nous allons seulement présenter ici, quelques documents relatifs aux importations des divers produits du fer, en France.

La table suivante présente l'importation de la fonte et celle du fer. Le premier de ces produits nous vient presque en entier de l'Angleterre ou

de la Belgique; le second nous est fourni, pour ainsi dire, complétement par la Suède.

	Fonte brute ou moulée.	Fer en barre.
1818.	3,338,709 k.	10.064,642 k.
1819.	2,850,544	10,714,513
1820.	5,449,375	8,891,104
1821.	7,671,188	12,843,724
1822.	8,308.836	5.069,171
1823.	7,873,430	4,521.656
1824.	7.580,439	5,813,447
1825.	7,426,522	6,070,747
1826.	11,333.879	9,584,306
1827.	7,862,087	7,312.175
1828.	8,760.140	6,561.249
1829.	7,799.605	5,542,053
1830.	9.328.218	6,346,015
1831.	4,748,099	4,646,145

Dans la table suivante, on a rénni les importations de tôle et de fer-blanc; on remarque une diminution rapide dans les chiffres, qui montrent l'activité que notre industrie a pris en ce genre de fabrication.

	Tôle.	Fer-blanc.
1818	24,074 k.	702,919 k.
1819	33,090	361,701
1820	26,664	419,252
1821	19,785	323,036
1822	9,633	259.795
1823	6,073	150,407
1824	15,513	310,749
1825	10,473	152,472
1826	13,697	357,538
1827	12.452	189.507
1828	4,838	141,251
1829	16,230	101.652
1830	6,628	64.765
1831	4,135	36,607

Enfin, nous avons réuni dans un dernier tableau tout ce qui concerne les aciers.

	Acier de forge ou de cémentation en barres. k.	Acier fondu. k.
1818	502,644	178,108
1819	545.890	136,886
1820	591,108	75,485
1821	537,231	112,048
1822	550.841	85,559
1823	605,638	74,225
1824	708,111	86,458
1825	551,080	99,789
1826	616.055	99.645
1827	652.164	136.449
1828	708.391	85.794
1829	615.640	81.427
1830	692,556	92,742
1831	530,147	38,800

La presque totalité de l'acier de forge nons est fournie par les usines prussiennes; l'acier fondu provient en entier des fabriques anglaises. Il est vraiment à regretter que depuis la paix, nos fabriques d'acier, protégées par un droit équivalant à une véritable prohibition, n'aient pas pu combattre cette importation, d'une manière plus efficace.

FIN DU QUATRIÈME VOLUME.

